

UNIVERSITE DE MONTREAL

GEOCHIMIE ET GEOSTATISTIQUE

APPLIQUEES A L'EXPLORATION DES GISEMENTS VOLCANOGENES:

LE GISEMENT DE MILLENBACH.

PAR

Jacques (CARIGNAN)

PROGRAMME DE GENIE GEOLOGIQUE

DEPARTEMENT DE GENIE MINERAL

ECOLE POLYTECHNIQUE



THESE PRESENTEE EN VUE DE L'OBTENTION

DU GRADE DE DOCTEUR ES SCIENCES APPLIQUEES (D.SC.A.)

(GENIE GEOLOGIQUE)

JUILLET 1979



**Cégep** de l'Abitibi-Témiscamingue  
**Université** du Québec en Abitibi-Témiscamingue

### **Mise en garde**

La bibliothèque du Cégep de l'Abitibi-Témiscamingue et de l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue a obtenu l'autorisation de l'auteur de ce document afin de diffuser, dans un but non lucratif, une copie de son œuvre dans Depositum, site d'archives numériques, gratuit et accessible à tous.

L'auteur conserve néanmoins ses droits de propriété intellectuelle, dont son droit d'auteur, sur cette œuvre. Il est donc interdit de reproduire ou de publier en totalité ou en partie ce document sans l'autorisation de l'auteur.

## RESUME

L'étude de l'environnement géochimique global et plus précisément des variations spatiales systématiques dans et autour des cheminées d'altération à l'aide de techniques géostatistiques permet de développer une technique d'exploration géochimique applicable aux gisements volcanogènes. La région étudiée est l'environnement immédiat et proximal de la mine Millenbach près de Noranda, Québec. Ce gisement fait partie de la ceinture volcanique d'Abitibi et plus précisément de la série calco-alcaline Dufault. C'est un exemple classique de gisement volcanogène de sulfures massifs de Cu-Zn.

Les résultats obtenus sont basés sur 368 échantillons analysés pour les éléments majeurs et 24 éléments mineurs. L'utilisation des variogrammes a permis d'établir un intervalle optimum d'échantillonnage pour les trous de forage de l'environnement étudié, à savoir 25 m. La migration des éléments se manifeste au-delà des altérations visibles, comme la dalmatianite, selon la plomberie disponible en fonction de la porosité et du degré de bréchification de la roche encaissante.

Le traitement des données se fait sur une base molaire et presque tous les éléments semblent mobiles. L'étude de l'analyse des correspondances et les profils classiques ont montré à proximité du gisement un enrichissement en Fe, Mg, K, H<sub>2</sub>O et une déficience en Si, Ca, Na pour les éléments majeurs, un enrichissement en Cu, Zn, Ag, Cd, Pb, Au, As et une déficience en Mn, Li, Ba pour les éléments mineurs.

Les meilleures anomalies se retrouvent au contact "rhyolite Amulet"-QFP même si le gisement se trouve au contact supérieur QFP-

andésite. Ces anomalies sont mises en évidence par l'utilisation d'un indice d'altération ( $QAl_2O_3 + QFeO + QMgO + QH_2O - QNa_2O - QSiO_2 / Q_{\text{totales}}$ ) et d'un indice de minéralisation ( $\ln Cu + \ln Zn + \ln Cd + \ln Ag - \ln Mn - \ln Li - \ln Ba$ ). Ces indices sont construits après une étude de corrélation et sont normalisés par rapport au type de roche étudié. Les variations s'étendent surtout entre 100 et 275 m de la cheminée minéralisée mais on en a noté les effets jusqu'à 500 m.

Toutes ces conclusions sont compatibles avec l'origine fumerollienne des gisements volcanogènes de sulfures massifs en accord avec les résultats de l'étude microthermométrique des inclusions fluides. La température minimum du fluide minéralisateur est de l'ordre de 150°C et sa salinité de 15 à 20% eq. NaCl.

Toutes ces observations nous ont permis de construire le schéma logique d'un programme d'exploration.



## ABSTRACT

The study of the global geochemical environment and more precisely of the systematic spatial variations in and around alteration pipes with geostatistical techniques has led to the development of a geochemical exploration technique useful in the search for volcanogenic ore deposits. The area studied is the immediate and proximal environment of the Millenbach mine near Noranda, Quebec. The ore deposit is part of the Abitibi volcanic belt and more precisely of the Dufault calc-alkaline unit. It is a classical example of a volcanogenic Cu-Zn massive sulphides deposit.

The results obtained are based on 368 samples analyzed for major elements and 24 minor elements. Variograms were used to determine the best sampling interval for drill holes of the studied environment, that is 25 meters. Migration of elements can be noted further than visible alteration, like dalmatianite, following the available plumbing such as porosity or degree of brecciation of the host rock.

The data treatment is done on a molecular base and nearly all elements are mobile. Correspondence analysis and classical profiles show close to deposit an increase of Fe, Mg, K, H<sub>2</sub>O and a decrease of Si, Ca, Na for major elements, an enrichment of Cu, Zn, Ag, Cd, Pb, Au, As and a depletion of Mn, Li, Ba for minor elements.

The best anomalies are at the "Amulet rhyolite"-QFP contact even though the deposit is at the higher QFP-andesite contact. These anomalies are shown by the use of an alteration index ( $QA_{12}O_3 + QFeO + QMgO + QH_2O - QNa_2O - QSiO_2 / Q_{total}$ ) and a mineralisation index ( $\ln Cu + \ln Zn + \ln Cd + \ln Ag - \ln Mn - \ln Li - \ln Ba$ ). These indices are based on a correlation

study and are normalized for each type of rock. Variations extend mostly between 100 and 275 m from the mineralized pipe but some traces were found up to 500 m.

All these conclusions are compatible with the fumarolic origin of volcanogenic massive sulphides deposits in agreement with the results obtained from the microthermometric study of fluid inclusions. The minimum temperature of the mineralizing fluid is around 150°C and the salinity is from 15 to 20% eq. NaCl.

All these observations have led us to establish a logical scheme for an exploration program.

## REMERCIEMENTS

L'auteur remercie sincèrement M. Léopold Gélinas qui a patiemment dirigé ses travaux depuis le tout début. Sa disponibilité et ses critiques, sans oublier le soutien financier de ses fonds de recherche, ont été d'un grand secours.

MM. André F. Laurin et François Dompierre du Ministère des Richesses Naturelles du Québec, ainsi que MM. Paul-Émile Auger et Mike Knuckey de Falconbridge Copper, ont été les initiateurs du projet et ont assumé une grande part des frais de recherche sur le terrain et en laboratoire. M. Dave Watkins a continué la collaboration de Falconbridge au cours de la dernière année.

Je tiens aussi à remercier le personnel de la mine Millenbach pour son accueil des plus chaleureux et sa collaboration. Ma reconnaissance s'adresse aussi aux professeurs du département de Génie Minéral de l'Ecole Polytechnique, en particulier à MM. Michel David et Michel Dagbert qui m'ont initié à l'utilisation des techniques géostatistiques.

Je ne voudrais pas oublier Gaston Gélinas de l'Atelier Pétrographique, Victor Kubat et Christian Dallaire du Laboratoire de Géochimie Analytique, le personnel du Centre de Recherche Minérale du Québec, Paul Samson pour son assistance à la microsonde, Guy Daoust sans qui le traitement informatique n'aurait pas toujours été possible, André Lacombe pour le graphisme, Christiane St-Pierre pour la dactylographie, et tous les étudiants du département de Génie Minéral, entre autres Pierre Trudel, pour les nombreuses discussions qui ont fait progresser mes travaux. A toutes ces personnes, mes sincères remerciements.

Notre reconnaissance s'adresse aussi à M. De Laroche, directeur du Centre de Recherches Pétrographiques et Géochimiques, Nancy, France, au personnel du Centre, à toute l'Equipe des inclusions fluides sous la direction de M. Bernard Poty, et particulièrement à M. Jacques Leroy qui nous a initié patiemment aux études microthermométriques des inclusions fluides.

Un support financier personnel m'a été donné par la Compagnie Shell du Canada tout au long de mes travaux.

Enfin, je voudrais remercier ma femme, Danielle, pour sa patience durant toute cette période et son support constant.

	Page
5.8.2 - Application à notre problème . . . . .	109
5.9 - Résumé . . . . .	114
*** CHAPITRE 6 : <u>UTILISATION DE L'ANALYSE DES CORRESPONDANCES</u> . . . . .	116
6.1 - Ce qu'est l'analyse des correspondances . . . . .	116
6.2 - Résultats et interprétation . . . . .	121
6.3 - Résumé . . . . .	143
*** CHAPITRE 7 : <u>DISCRIMINATION QUANT A LA PROXIMITE DES GISEMENTS</u> . . . . .	145
7.1 - Généralités . . . . .	145
7.2 - L'indice d'altération à grande amplitude . . . . .	145
7.3 - L'indice d'altération à faible amplitude . . . . .	152
7.4 - L'indice de minéralisation . . . . .	154
7.5 - Résumé . . . . .	156
*** CHAPITRE 8 : <u>ETUDE DES INCLUSIONS FLUIDES</u> . . . . .	157
8.1 - Généralités . . . . .	157
8.2 - Inclusions fluides et techniques d'étude . . . . .	159
8.3 - Microthermométrie . . . . .	163
8.4 - Résultats et interprétations . . . . .	166
8.4.1 - Inclusions aqueuses . . . . .	166
8.4.2 - Inclusions carboniques . . . . .	172
8.5 - Discussion . . . . .	172
*** CHAPITRE 9 : <u>DISCUSSION GLOBALE DES RESULTATS</u> . . . . .	176
9.1 - Quant à la théorie génétique . . . . .	176
9.2 - Quant à l'exploration minérale . . . . .	181
*** CHAPITRE 10 : <u>CONCLUSION ET APPORT ORIGINAL</u> . . . . .	187

	Page
*** REFERENCES . . . . .	190
*** APPENDICE I. CODIFICATIONS DES OBSERVATIONS. FICHE D'OBSERVATIONS PERSONNELLES SERVANT DE SUPPORT GEOLOGIQUE AUX DONNEES GEOCHIMIQUES . . . . .	199
*** APPENDICE II. METHODE DE PREPARATION DES ECHANTILLONS . . . . .	204
*** APPENDICE III. ANALYSES CHIMIQUES: ELEMENTS MAJEURS ET MINERAUX NORMATIFS . .	207
*** APPENDICE IV. ANALYSES CHIMIQUES: ELEMENTS MINEURS ET RENSEIGNEMENTS DIVERS . . . . .	249
*** APPENDICE V. VARIATIONS DES ELEMENTS PRES ET LOIN DU GISEMENT . . . . .	293
*** APPENDICE VI. FICHIER COMPLET DES VALEURS MOYENNES PAR TROU ET PAR TYPE DE ROCHE . . . . .	297
*** APPENDICE VII. VARIOGRAMMES UTILISES . . . . .	307
*** APPENDICE VIII. BIBLIOGRAPHIE: GEOCHIMIE ET GEOSTATISTIQUE-GISEMENTS VOLCANOGENES . . . . .	325
*** APPENDICE IX. BIBLIOGRAPHIE: INCLUSIONS FLUIDES . . . . .	345
*** POCLETTE: TABLEAU MULTIPLE DES COEFFICIENTS DE CORRELATION	

## LISTE DES TABLEAUX

	Page
<u>Tableau</u>	
1 . Stratigraphie du gisement Millenbach . . . . .	17
2 . Compositions minéralogiques moyennes des roches sous étude, près (~25 m) et loin (~300 m) du gisement . . . .	22
3 . Analyse à la microsonde des feldspaths . . . . .	25
4 . Analyse à la microsonde des carbonates . . . . .	26
5 . Analyse à la microsonde des sulfures . . . . .	27
6 . Analyse à la microsonde de la biotite . . . . .	30
7 . Analyse à la microsonde des séricites . . . . .	31
8 . Analyse à la microsonde des chlorites . . . . .	34
9 . Méthodes d'analyse - Polytechnique . . . . .	45
10. Méthodes d'analyse - MRN . . . . .	46
11. Limites de précision des analyses . . . . .	48
12. Principales conclusions quant à la variation des éléments au niveau régional . . . . .	62
13. Principales conclusions quant à la variation des éléments au niveau local . . . . .	65
14. Variations des éléments près (~ 90 m) et loin (100-170 m) du gisement . . . . .	73
15. Concentrations moyennes - Phase I . . . . .	74
16. Etude du contact QFP - rhyolite . . . . .	91
17. Facteur de peraluminosité . . . . .	102
18. Zone d'influence des éléments (portée en mètres) . . . .	112
19. Analyse des correspondances-éléments majeurs- tous les échantillons . . . . .	123

Tableau

20.	Analyse des correspondances-éléments majeurs-QFP . . . .	126
21.	Analyse des correspondances-éléments majeurs- "rhyolite Amulet" . . . . .	129
22.	Analyse des correspondances-éléments majeurs- "rhyolite" - zone de contact . . . . .	131
23.	Analyses des correspondances-éléments mineurs- tous les échantillons . . . . .	134
24.	Analyses des correspondances-éléments mineurs-QFP . . .	137
25.	Analyses des correspondances-éléments mineurs- "rhyolite Amulet" . . . . .	139
26.	Analyses des correspondances-éléments mineurs- "rhyolite" - zone de contact . . . . .	141
27.	Corrélation des éléments avec l'indice d'altération à grande amplitude . . . . .	147
28.	Exemple de calcul d'un indice d'altération . . . . .	148
29.	Corrélation des éléments avec l'indice d'altération à faible amplitude . . . . .	153
30.	Classification des inclusions fluides selon Ermakov (1950) . . . . .	160
31.	Mesures microthermométriques selon le type d'inclusions . . . . .	164



# LISTE DES FIGURES

	Page
Figure 1 . Géologie de la ceinture volcanique d'Abitibi . . . . .	9
Figure 2 . Schéma d'un gisement volcanogène . . . . .	13
Figure 3 . Carte de localisation (modifiée d'après Carte 265 - Dugas et Hogg, 1962) . . . . .	16
Figure 4 . Coupes à travers une lentille de sulfures massifs du gisement de Millenbach a) Coupe Est-Ouest (d'après des plans de mine) . . . . .	19
b) Coupe Nord-Sud (d'après des plans de mine) . . . . .	19
Figure 5 . Classification chimique des chlorites . . . . .	38
Figure 6 . Plan de surface et localisation des trous de forage utilisés autour de la lentille 14 . . . . .	43
Figure 7 . Nomenclature comparée du QFP et de la "rhyolite Amulet" de cette étude. B: basalte; A: andésite; D: dacite; RD: rhyodacite; R: rhyolite; selon Gélinas <u>et al.</u> , (1977) . . . . .	50
Figure 8 . Nomenclature comparée du QFP et de la rhyolite Amulet dans les différents trous de forage. B: basalte; A: andésite; D: dacite; RD: rhyodacite; R: rhyolite; selon Gélinas <u>et al.</u> , (1977) N.B.: La distance au centre de la cheminée d'alté- ration pour chacun des trous est donnée entre parenthèses . . . . .	52
Figure 9 . Diagramme (Na <sub>2</sub> O + K <sub>2</sub> O) vs SiO <sub>2</sub> (% Poids) pour les échantillons du trou D-116, loin du gisement (~ 300 m). Courbe de Macdonald et Katsura (1964) . . . . .	53
Figure 10. Diagramme AFM: (Na <sub>2</sub> O + K <sub>2</sub> O) - FeO <sub>+</sub> - MgO (% Poids) pour les échantillons du trou D-116, loin du gisement (~ 300 m). Courbes de Kuno (1968) et Baragar (1968) . . . . .	54
Figure 11. Diagramme Anorthite (An) - Albite (Ab) - Orthose (Or) (% Poids) pour les échantillons du trou D-116, loin du gisement (~ 300 m). Courbes de Baragar (1968) . . . . .	55

	Page
Figure 12. Tétrahédre Anorthite (An) - Albite (Ab) - Orthose (Or) - Quartz (Qz) (% Poids) pour les échantillons du trou D-116, loin du gisement (~ 300 m) . . . . .	57
Figure 13. Diagramme Quartz (Qz) - Albite (Ab) - Orthose (Or) (% Poids) pour les échantillons du trou D-116, loin du gisement (~ 300 m). La composition moyenne, les champs de stabilité et le point minimum sont tirés de Tuttle et Bowen (1958) . . . . .	58
Figure 14. Histogrammes des divers éléments. Dans le cas des éléments majeurs, les valeurs considérées sont les % Poids. Pour les éléments mineurs, ce sont les logarithmes naturels (Ln) des données en ppm. .	69
Figure 15. % Poids $\frac{\text{moyenne QFP}}{\text{moyenne rhyolite}}$ pour les différents trous de forage.	
a) SiO <sub>2</sub> . . . . .	76
b) Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	76
c) Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	77
d) FeO . . . . .	77
e) MgO . . . . .	78
f) CaO . . . . .	78
g) Na <sub>2</sub> O . . . . .	79
h) K <sub>2</sub> O . . . . .	79
i) TiO <sub>2</sub> . . . . .	80
j) P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> . . . . .	80
k) CO <sub>2</sub> . . . . .	81
l) S . . . . .	81
m) H <sub>2</sub> O <sup>+</sup> . . . . .	82
n) H <sub>2</sub> O <sup>-</sup> . . . . .	82

Figure 16. Profils des divers éléments majeurs le long des trous de forage.

a) $\text{Si}_2\text{O}$ . . . . .	84
b) $\text{Al}_2\text{O}_3$ . . . . .	84
c) $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . . . . .	85
d) $\text{FeO}$ . . . . .	85
e) $\text{MgO}$ . . . . .	86
f) $\text{CaO}$ . . . . .	86
g) $\text{Na}_2\text{O}$ . . . . .	87
h) $\text{K}_2\text{O}$ . . . . .	87
i) $\text{TiO}_2$ . . . . .	88
j) $\text{P}_2\text{O}_5$ . . . . .	88
k) $\text{CO}_2$ . . . . .	89
l) $\text{S}$ . . . . .	89
m) $\text{H}_2\text{O}^+$ . . . . .	90

Figure 17. Profils des divers éléments mineurs le long des trous de forage.

a) $\text{Cu}$ (ppm- $\ln$ ) (D-190) . . . . .	93
b) $\text{Zn}$ (ppm- $\ln$ ) (D-190) . . . . .	93
c) $\text{Co}$ (ppm- $\ln$ ) (D-190) . . . . .	94
d) $\text{Li}$ (ppm) (D-190) . . . . .	94
e) $\text{V}$ (ppm) (D-190) . . . . .	95

Figure 18. a) Diagramme AFM pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement . . . . .

b) Diagramme $\text{Na}_2\text{O} - \text{K}_2\text{O} - \text{CaO}$ pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement . . .	97
	98

	Page
c) Diagramme $\text{Na}_2\text{O}$ vs $\text{SiO}_2$ pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement . . . . .	99
d) Diagramme $\text{An}^2 - \text{Ab} - \text{Or}$ pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement . . . . .	100
e) Diagramme $\text{Qz} - \text{Ab} - \text{Or}$ pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement . . . . .	101
Figure 19. Construction et éléments d'un variogramme . . . . .	108
Figure 20. Divers types de variogrammes . . . . .	110
Figure 21. a) Représentation des échantillons dans l'espace des variables . . . . .	118
b) Représentation des variables dans l'espace des échantillons . . . . .	118
Adaptées de David et Dagbert (1975).	
Figure 22. a) Nuage des échantillons et facteurs de variation . . . . .	119
b) Projection du nuage des échantillons sur le plan de projection $\text{F1} \times \text{F2}$ . . . . .	119
Adaptées de David et Dagbert (1975).	
Figure 23. Plan $\text{F1} \times \text{F2}$ pour l'analyse des correspondances appliquée à un groupe d'analyses chimiques publiées de rhyolites minéralisées ( $\square$ ) et non minéralisées ( $\bullet$ ). Analyses tirées de Riddell (1952), Lickus (1965), Sakrison (1966) et Faessler (1962) . . . . .	122
Figure 24. Analyse des correspondances-éléments majeurs - tous les échantillons ( $n = 368$ ) . . . . .	124
Figure 25. Analyse des correspondances-éléments majeurs - QFP ( $n = 166$ ) . . . . .	127
Figure 26. Analyse des correspondances-éléments majeurs - rhyolites ( $n = 202$ ) . . . . .	130
Figure 27. Analyse des correspondances-éléments majeurs - rhyolites-zone de contact ( $n = 57$ ) . . . . .	132
Figure 28. Analyse des correspondances-éléments mineurs - tous les échantillons ( $n = 368$ ) . . . . .	135

	Page
Figure 29. Analyse des correspondances-éléments mineurs - QFP (n = 166) . . . . .	138
Figure 30. Analyse des correspondances-éléments mineurs - rhyolites (n = 202) . . . . .	140
Figure 31. Analyse des correspondances-éléments mineurs - rhyolites-zone de contact (n = 57) . . . . .	142
Figure 32. Diagrammes Indice d'altération vs Distance pour le QFP (QP).	
a) Indice d'altération à grande amplitude (INDICG) . . . . .	149
b) Indice d'altération à petite amplitude (INDICP) . . . . .	149
Figure 33. Diagrammes Indice d'altération vs Distance pour la rhyolite (R).	
a) Indice d'altération à grande amplitude (INDICG) . . . . .	150
b) Indice d'altération à petite amplitude (INDICP) . . . . .	150
Figure 34. Diagramme Indice d'altération vs Distance pour la zone de contact de la rhyolite (RCON).	
a) Indice d'altération à grande amplitude (INDICG) . . . . .	151
b) Indice d'altération à petite amplitude (INDICP) . . . . .	151
Figure 35. Diagrammes Indice de minéralisation (INDMIN) vs Distance.	
a) Pour le QFP (QP) . . . . .	155
b) Pour la rhyolite (R) . . . . .	155
Figure 36. Courbe d'étalonnage de l'appareil utilisé pour les mesures microthermométriques . . . . .	162
Figure 37. Histogramme des températures de fusion de la glace pour les inclusions aqueuses . . . . .	167

	Page
Figure 38. Diagramme du système $H_2O-NaCl$ . Dans Bossi (1972) de Roedder (1962), page 1059 . . .	168
Figure 39. Composition de la phase liquide d'une solution aqueuse saturée en chlorure de sodium Dans Denis (1974) de Keewil (1942) . . . . .	170
Figure 40. Histogramme des températures d'homogénéisation des phases aqueuses . . . . .	171
Figure 41. Histogramme des températures de fusion du $CO_2$ . . .	173
Figure 42. Histogramme des températures d'homogénéisation des phases carboniques . . . . .	174
Figure 43. Modèle de migration des solutions sous un empilement volcanogène. . . . .	180
Figure 44. Schéma logique d'un programme d'exploration . . . .	186

## CHAPITRE 1

### INTRODUCTION

Cette étude fait partie d'un projet global de recherches sur les empilements volcaniques de la région de Rouyn-Noranda par des méthodes pétrographiques, géochimiques, géostatistiques et pétrologiques. Le projet global a débuté en 1972 et, sous la direction de M. Léopold Gélinas<sup>(1)</sup>, il s'est d'abord intéressé aux divisions chimico-stratigraphiques de la région de Rouyn-Noranda (Gélinas et al., 1977), pour ensuite se concentrer sur le volcanisme des complexes rhyolitiques, lesquels sont intimement associés aux gisements stratiformes.

#### 1.1 - Le "Projet Fumerolles"

L'utilité de la géochimie des roches archéennes comme outil d'exploration a été de mieux en mieux démontrée au cours des dernières années. D'ailleurs, la plupart des gisements importants se trouvent dans les ceintures volcaniques archéennes du Bouclier Canadien. C'est ce qui explique l'intérêt porté à l'exploration et aux études géologiques détaillées de ces régions.

Les études ont été de deux types. En premier lieu, il s'agit de déterminer l'affinité chimique des roches de telle ou telle ceinture.

---

(1) Département de Génie minéral, Ecole Polytechnique

En effet, il semble y avoir une corrélation entre les suites calco-alcalines et la minéralisation. Ceci peut donc constituer un premier outil d'exploration pour limiter les cibles potentielles.

Deuxièmement, il s'agit d'étudier la variation des éléments chimiques constituant pour en faire ressortir les anomalies, les roches minéralisées étant altérées par des solutions.

En effet, les gisements volcanogènes de sulfures massifs de Cu-Zn que l'on retrouve dans la région de Rouyn-Noranda se présentent sous la forme d'une lentille de sulfures massifs au-dessus d'une cheminée fracturée et altérée avec minéralisation bréchique ou en veinules. Il est généralement reconnu que ces zones constituent les conduits par lesquels ont percolé les solutions minéralisatrices résultant d'une activité fumerollienne (d'où le nom du projet) associée à la fin d'un cycle volcanique. Ces zones d'altération caractéristiques sont probablement entourées par des halos d'éléments majeurs et en traces, dont la connaissance pourrait être vitale à l'exploration pour de tels gisements. L'environnement géochimique global et plus précisément les variations spatiales systématiques dans et autour de ces cheminées devra être établi, après quoi des techniques géostatistiques pourront être appliquées à l'évaluation des relations spatiales de cet environnement.

Le but de ce projet est donc de développer une technique d'exploration géochimique applicable aux gisements volcanogènes de sulfures massifs et, plus globalement, de permettre une meilleure compréhension de l'environnement géochimique immédiat et proximal pour ce type de gisements du Nord-Ouest québécois.

Le "Projet Fumerolles" est le résultat de discussions entreprises dès la fin de 1974 par MM. P.E. Auger, de Falconbridge Copper



Limited, et P.E. Grenier, du Ministère des Richesses Naturelles du Québec. C'est un projet multipartite qui a profité de la collaboration des deux organismes sus-mentionnés en plus des commodités du département de Génie Minéral de l'Ecole Polytechnique.

## 1.2 - Le domaine d'étude

La région étudiée est l'environnement immédiat et proximal de la mine Millenbach, à 8 kilomètres au nord des villes de Rouyn et Noranda. L'étude s'est portée plus particulièrement sur l'altération autour d'une lentille de sulfures massifs un peu à l'écart du gisement principal et bien exposée sous-terre dans toutes les directions. Notre attention s'est portée sur les deux principaux types de roches minéralisées "rhyolite Amulet" et rhyolite porphyrique ("QFP").

## 1.3 - Les méthodes d'étude

Quelques travaux de recherche sur la distribution zonale des métaux et les halos d'altération ont révélé que plusieurs paramètres devaient être pris en considération, tels épaisseur, structure, altération, paléotopographie, sulfures massifs ou en veinules, etc.

Ces travaux avaient pour but d'ajouter des paramètres supplémentaires à des programmes systématiques de forage basés sur des principes de formation des gisements, sur des caractéristiques structurales contrôlant la localisation et la grosseur des gisements et sur la connaissance des meilleurs horizons stratigraphiques.

En vue d'élargir la cible de forage, on a recherché des élé-

ments indicateurs, distribués en auréoles autour du gisement à cause de réactions chimiques, de métamorphisme thermique ou d'addition d'éléments provenant des solutions minéralisatrices. Ces auréoles sont marquées par des zones d'altération en chlorite ou séricite, et plus spécifiquement par l'altération "dalmatianite" bien connue.

L'altération de la roche encaissée et la dispersion primaire des éléments majeurs et mineurs se sont avérées des outils utiles pour l'exploration à l'échelle régionale. Mais à l'échelle du gisement, il est apparu difficile d'identifier par une méthode simple et économique un ou plusieurs éléments capables d'indiquer la proximité du minerai et de trouver des éléments dont la concentration changeait progressivement vers le gisement.

Ces études nous ont paru montrer quelques lacunes:

- 1.- Les données géochimiques n'étaient pas reliées à l'environnement géochimique.
- 2.- Les données géochimiques n'étaient supportées par aucune observation géologique (qu'est-ce qui est échantillonné?).
- 3.- Les méthodes d'échantillonnage (surtout la multiplicité des échantillonneurs) introduisent des variables non contrôlables et des inhomogénéités.
- 4.- Les méthodes d'interprétation statistique étaient assez primaires.
- 5.- Ces études étaient souvent limitées ou reliées à des variations visibles (à l'oeil nu).

A partir de ces expériences, nous avons essayé de trouver des avenues possibles de solution avec l'aide de MM. Léopold Gélinas, Michel David et Michel Dagbert:

- 1.- Détermination de l'environnement géochimique immédiat et proximal

en combinant les données disponibles à la mine Millenbach et les données du Groupe de Recherches-Noranda du Département de Génie minéral, Ecole Polytechnique. Le Groupe de Recherches possède des données régionales sur la ceinture volcanique d'Abitibi, des données sur les zones minéralisées de cette ceinture et des données sur les roches encaissantes exposées en surface à l'ouest de la mine.

- 2.- Etude des éléments majeurs et mineurs dans et autour de la cheminée d'altération au-delà des phénomènes visibles et à 3 dimensions (latéralement et en profondeur).
- 3.- Support géologique aux données géochimiques sous forme d'observations personnelles, de cartographie et prise en considération des travaux de Riverin (1977) sur l'altération et le métamorphisme à l'intérieur de la cheminée d'altération.
- 4.- Echantillonnages multiples et attention particulière à un échantillonnage préliminaire pour acquérir la plus grande confiance possible pour nos données.
- 5.- Utilisation de méthodes géostatistiques pour l'interprétation des résultats.
- 6.- Etude des éléments mineurs dans des minéraux individuels par micro-sonde.
- 7.- Etude des inclusions fluides tant au point de vue génétique que géochimique.

L'application d'une telle méthodologie devrait nous permettre:

- 1.- de développer une technique d'exploration géochimique,
- 2.- de fournir une approche logique d'un traitement de données géochimiques, applicable à d'autres environnements,

- 3.- d'optimiser les coûts inhérents à un tel projet par la diminution du nombre d'éléments à analyser et du nombre d'échantillons suffisants pour obtenir une confiance statistique valable.

En somme, nous visons une approche dont les moyens sont déjà en place ou facilement accessibles pour toute opération minière.

## CHAPITRE 2

### CADRE GEOLOGIQUE

#### 2.1 - Généralités

La région de l'Abitibi a toujours été reconnue pour son potentiel minier. Les premiers travaux dans la région ont été réalisés par W. McQuat (1872-73) qui y fit une traverse de reconnaissance. Wilson entre les années 1910 et 1920 fit plusieurs visites dans la région. Les travaux se sont intensifiés à partir de 1920 après la découverte par Ed. Horne de la zone minéralisée qui devait donner naissance à la mine Noranda. Dès lors, les Cooke (1922, 1925, 1926), James (1923), McGregor (1928), Walker (1930), Cooke, James et Mawdley (1931), Price (1934) et Wilson (1941), pour ne nommer que ceux-là, ont porté leur attention sur la géologie régionale, les gisements et l'altération qui y était reliée. Riddell (1952) présenta la première véritable étude géochimique de cette altération. En 1965, Gilmour proposa une nouvelle hypothèse génétique pour les gisements de sulfures massifs de l'Abitibi et montra la nature volcanogénique de ces gisements.

#### 2.2 - Géologie régionale

Afin de situer la région étudiée, nous allons rapidement esquisser la géologie générale de la région de Rouyn-Noranda.

La partie méridionale de la Province Supérieure est composée de

ceintures métavolcaniques, de direction est-ouest, en alternance avec des ceintures métasédimentaires. La ceinture volcanique d'Abitibi (figure 1) est probablement la plus importante de ces ceintures archéennes tant au point de vue étendue que minéralisation et la moitié des gisements dénombrés dans cette ceinture (De Geoffroy et Wu, 1970) sont localisés dans la partie québécoise, dans une bande est-ouest passant par Rouyn-Noranda.

A l'intérieur même, la ceinture contient de larges plis isoclinaux de direction est-ouest (Dimroth et al., 1973) et c'est dans cette même direction que l'on peut retracer les horizons ultramafiques, mafiques et volcano-sédimentaires.

Le métamorphisme régional de la partie nord de la ceinture volcanique se situe au faciès prehnite-pumpellyite (Gélinas et al., 1977) passant aux schistes verts de faible intensité, i.e. chlorite, et biotite lorsqu'on s'approche des intrusions majeures que sont les plutons Dufault, Flavrian et Powell, lesquels sont entourés d'auréoles de métamorphisme thermique dont l'ambiance est le faciès amphibolite. Le métamorphisme régional dans la partie sud de la ceinture atteint le faciès amphibolite (Jolly, 1977).

Suivant les conclusions de Dimroth et al. (1973), la stratigraphie de la région est divisée en deux groupes à savoir: le Groupe Kinojévis (plus vieux) au nord de la zone de faille Duparquet-Destor-Manneville et le Groupe Blake River au sud. C'est ce dernier groupe qui nous intéresse. Il est subdivisé à partir de critères chimiques et de terrain de la base au sommet (Gélinas et al., 1977):

séries tholéitiques DDM au sud de la faille et Rouyn-Noranda au sud de Rouyn, (les deux forment la base du groupe Blake River), séries calco-alcalines Reneault et Dufault,

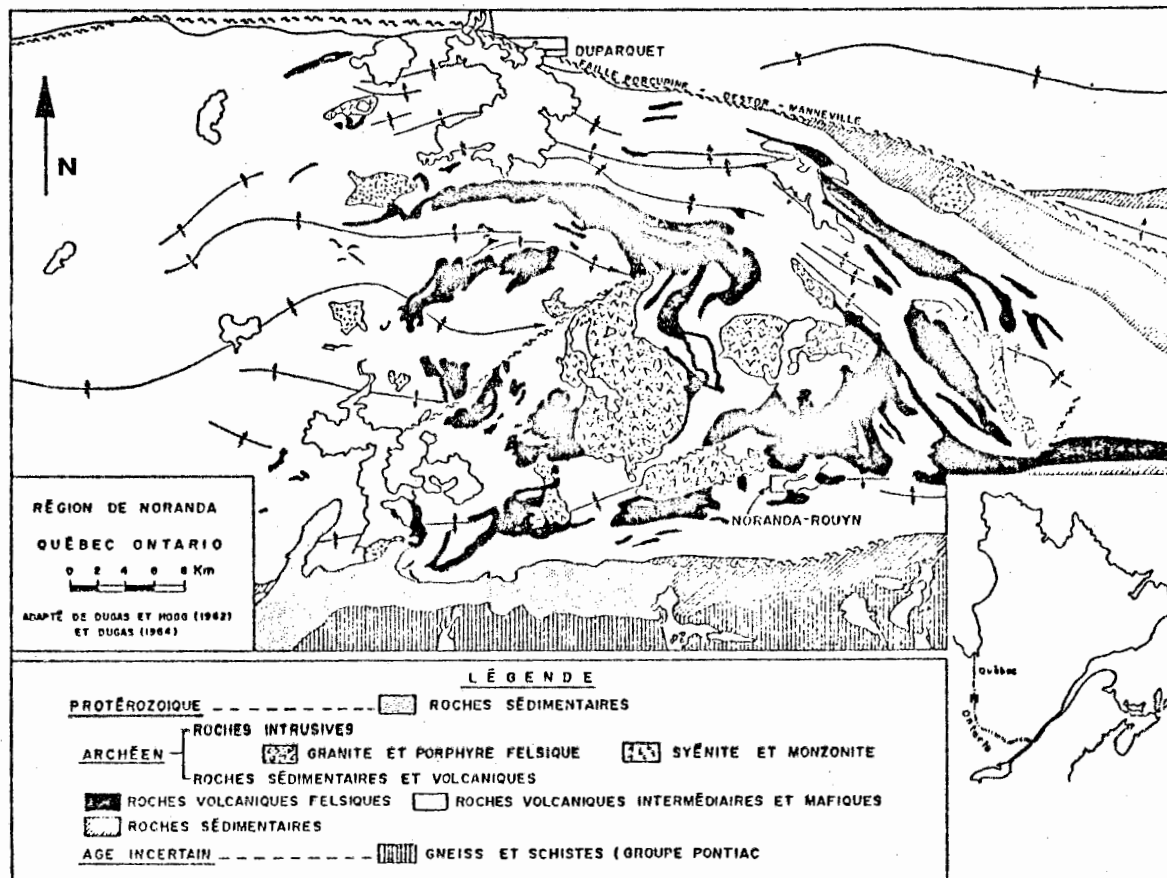


Figure 1 - Géologie de la ceinture volcanique d'Abitibi.

série tholéiitique Dufresnoy, probablement la série volcanique la plus jeune de la ceinture volcanique d'Abitibi,

La série qui nous intéresse le plus est la série calco-alkaline Dufault, composée en grande partie de méta-andésites et de métarhyolites, le pôle acide étant essentiellement volcanoclastique (Gélinas et al., 1978). Au point de vue chimique, il faut remarquer certaines méta-andésites particulièrement pauvres en Ca (% CaO 4%) et enrichies en Fe, Mn, Cu, Zn (Grasso, 1974). Selon Grasso, leur position stratigraphique particulière (i.e. au voisinage des gisements sulfurés) et la corrélation entre d'une part les teneurs en eau et d'autre part le Ca et le Fe dans la roche, suggèrent une altération d'origine métasomatique reliées aux activités fumerolliennes ayant donné naissance aux dépôts minéralisés. En fait, ces roches définissent un horizon stratigraphique juste en-dessous des horizons susceptibles d'être minéralisés.

### 2.3 - Les gisements volcanogènes

Dans la ceinture volcanique de l'Abitibi, on a reconnu quatre (4) principaux types de minéralisations (Hutchison, Ridler et Suffel, 1971):

- 1- Cu-Ni, associés à des intrusifs mafiques et ultramafiques.
- 2- Cu-Zn-Au-Ag, associés à des intrusifs mafiques et felsiques.
- 3- Fe-Au, associés aux sédiments d'origine chimique.
- 4- Formations de fer dans des sédiments clastiques.

La région de Rouyn-Noranda elle-même est caractérisée par deux (2) modes d'occurrence de dépôts métallifères d'importance économique (Sharpe, 1967):



1- Veines de quartz avec minéralisation en or et argent:

Gisements de type filonien que l'on trouve associés soit à des intrusifs acides tel le granite du Lac Flavrian, soit à des zones de cisaillement intense telle la faille Cadillac.

2- Amas pyriteux avec minéralisation en cuivre, zinc et plomb en plus de quantités accessoires en or et argent: gisements de sulfures associés aux roches volcaniques et généralement localisés à un contact (Gilmour, 1965).

### 2.3.1 - Caractéristiques des gisements volcanogènes

Les gisements volcanogènes de sulfures massifs, tout ponctuels qu'ils soient, sont généralement reliés à des zones de faiblesse marquées par l'alignement de dômes rhyolitiques. Ces linéaments, ainsi que les réseaux de failles parallèles, sont peut-être reliés au stock granodioritique du lac Dufault.

Les gisements sont généralement situés en bordure de centres ou complexes volcaniques (Goodwynn et Ridler, 1971), qui deviennent de plus en plus felsiques et explosifs vers le haut (Goodwynn, 1965), à caractère épisodique ou rythmique (Sharpe, 1967).

Ces gisements sont exclusivement associés à des séries calco-alcalines de la suite andésite-dacite-rhyolite, tout comme les gisements récents sont associés aux suites calco-alcalines le long des zones de subduction (Hutchinson, 1973; Sillitoe, 1973; Sato, 1976). Les roches encaissantes les plus communes sont des brèches volcanoclastiques acides, résultat d'une activité volcanique explosive, représentant la fin d'un cycle volcanique. Ces roches, à cause de leur viscosité, forment des

dômes près des cheminées d'extrusion. Les gisements sont localisés sur le sommet ou les flancs de ces dômes. Sangster (1972) proposa le terme "mill rock" pour décrire ces roches.

La position des gisements dans l'empilement volcanique est déterminée par un arrêt du volcanisme et une activité fumerollienne marquée par la présence d'un lit de tuf laminé, siliceux et pyritique. Ces tufs chertueux sont des horizons-repères pour l'exploration minière. En plus d'un contrôle structural, tel que mentionné plus tôt, il y a donc aussi un contrôle stratigraphique pour cette minéralisation.

Les gisements de sulfures massifs de Cu-Zn de style "Noranda" se présentent avec une lentille concordante de sulfures massifs au-dessus d'une zone fracturée contenant des sulfures disséminés et en veines, (Gilmour, 1965; Sharpe, 1965; Matsukuma et Horikoshi, 1970), l'équivalent des "stockworks" de type Keiko pour les gisements Kuroko du Japon (figure 2). Cette zone fracturée a la forme d'une cheminée évasée plongeant à peu près normalement à la lentille et les deux zones sont reliées par des conduits de roches fracturées en forme de tuyaux.

La rhyolite bréchique de la cheminée minéralisée est généralement marquée par une chloritisation et une séricitisation plus ou moins intenses, la première en relation avec les zones de cuivre, la deuxième avec les zones de zinc (Sakrison, 1966). La silice libérée lors de ces réactions est disponible pour être déposée en surface sous forme de lits de chert, équivalents stratigraphiques latéraux des lentilles de sulfures. Cette cheminée est aussi parfois altérée en une roche "tachée", appelée dalmatianite: taches de cordiérite avec biotite et anthophyllite dans les interstices (Rosen-Spence, 1969). Cette altération est généralement interprétée comme le résultat d'un métamorphisme de contact puisque limi-

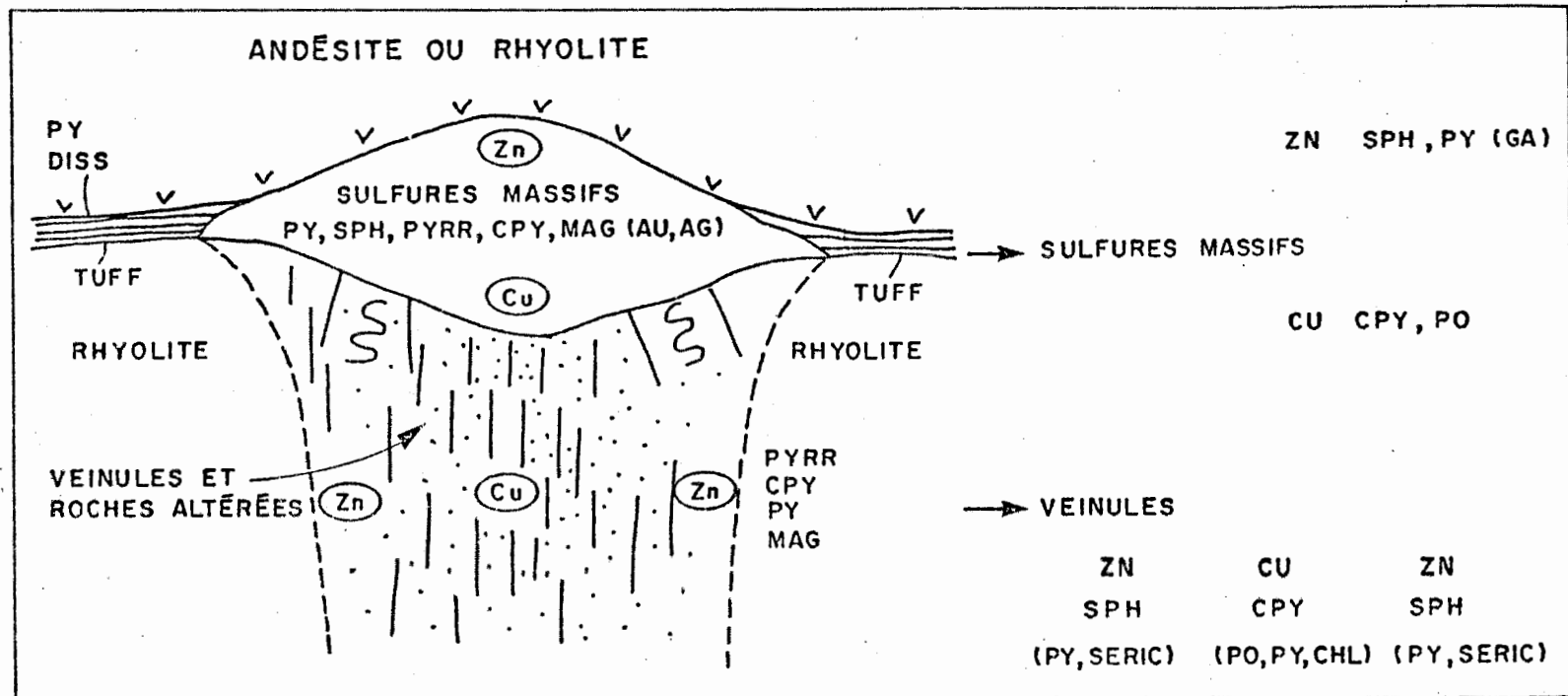


Figure 2 - Schéma d'un gisement volcanogène.  
(modifiée de Roscoe dans Geology and Economic Minerals of Canada,  
GSC, Economic Geology Report no. 1, 1968, p. 192)

tée à l'auréole thermique du stock granodioritique du lac Dufault.

Le minéral de la lentille de sulfures massifs est typiquement stratifié et bréchifié. Il consiste en un agrégat à grains fins composé de pyrite, chalcopyrïte, sphalérite, pyrrhotine et galène. La chalcopyrïte et la pyrrhotine sont concentrées à la base, la sphalérite, la galène, l'or et l'argent au sommet.

### 2.3.2 - Aspects génétiques

L'origine syngénétique fumerollienne de ces gisements de la ceinture d'Abitibi est aujourd'hui reconnue après les travaux de Gilmour (1965). De nombreuses hypothèses génétiques avaient été proposées auparavant, dont celle d'un magma sulfuré (Spurr, 1923, cité dans Sangster (1972)) ou le véritable concept hydrothermal (Lingren, 1933) ou encore un remplacement épigénétique (Jenks, 1966). Aujourd'hui, suivants les travaux d'Oftedahl (1958), repris par Bretizel et Foglierini (1971), on a compris que ces accumulations de métaux de base étaient produites par des fumerolles sur le fond marin. D'ailleurs les travaux de Honnorez (1969, 1973) ont montré un exemple actuel de formation de sulfures fumerolliens à Vulcano.

Cette activité fumerollienne coïncide avec un arrêt de l'activité volcanique. L'activité des fumerolles et sulfatares se concentre le long de zones de faiblesse du complexe volcanique au voisinage immédiat des cheminées volcaniques. Quand les fumerolles chaudes, riches en  $H_2S$ , percolent à travers les horizons d'andésite et rhyolite de l'empilement volcanique, suivant les zones les plus fracturées ou les plus poreuses, les roches encaissantes sont altérées par les solutions. A ce sujet, les volcanoclastites sont particulièrement favorables à la circulation des

fluides (Franklin, 1976).

La déposition du minerai est localisée à l'interface roche-eau de mer et dans la zone fracturée sous-jacente, mais la source de la minéralisation fait moins l'unanimité. Alors qu'Oftedal (1958) proposait des liquides résiduels d'origine ignée et riches en métaux, on s'entend de plus en plus aujourd'hui sur un lessivage des roches sous-jacentes pour expliquer ces concentrations métalliques (Sangster, 1972; Franklin, 1977; Fyfe, 1977; Spooner, 1977).

En résumé, la minéralisation est reliée à l'activité exhalative qui suit l'intrusion d'un dôme de lave acide dans l'empilement volcano-sédimentaire.

#### 2.4 - Le gisement de Millenbach

Le gisement de Millenbach est exploité par la Compagnie Falconbridge Copper, division Lac Dufault. Il est situé à 8 kilomètres au nord de Noranda à près de 1000 mètres de profondeur, avec un tonnage approximatif de 3,000,000 tonnes, des valeurs moyennes de 3.5% Cu, 4.5% Zn et des valeurs récupérables d'argent et d'or (Knuckey, 1975). Il fait partie d'un complexe calco-alcalin recoupé par une série d'intrusions postérieures (figure 3).

La géologie de surface nous montre une stratification N.-S., un pendage de 30°E et un terrain taillé en blocs par des failles majeures. On peut noter l'alignement des gisements Amulet et Millenbach. La stratigraphie du gisement est donné au tableau 1. Dans ce tableau, on utilise une terminologie locale propre à la mine, même si cette nomenclature n'est pas toujours consistante avec les caractéristiques pétrographiques ou

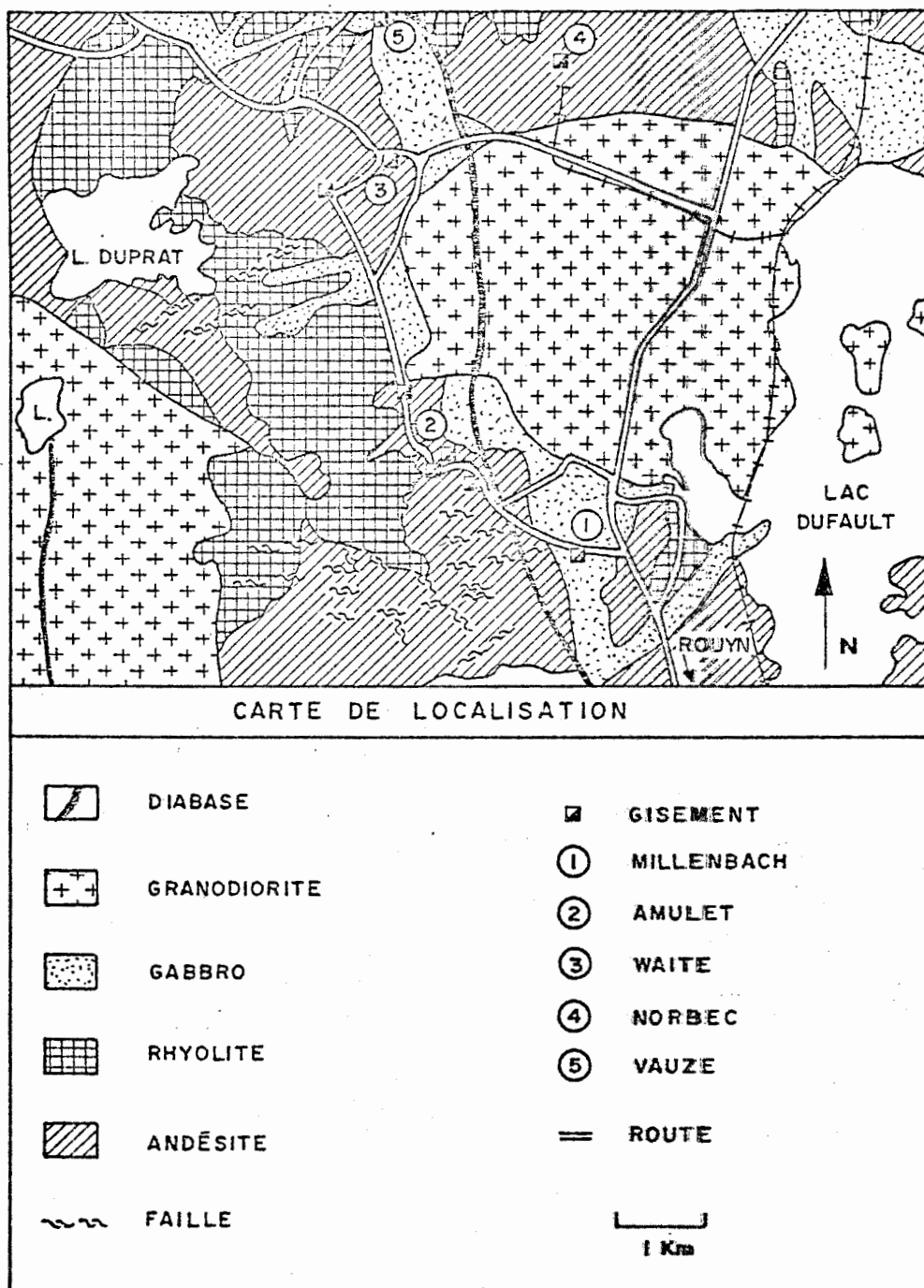


Figure 3 - Carte de localisation (modifiée d'après Carte 265 - Dugas et Hogg, 1962).

TABLEAU 1

STRATIGRAPHIE DU GISEMENT MILLENBACH

Type de roche	Epaisseur moyenne (m)	Remarques
Andésite "Amulet"	650	massive et coussinée
Tuf 4	.08	exhalite finement laminée à massive, riche en pyrite
"QFP"	100	rhyolite porphyrique à quartz ± feldspath
Tuf 3	.3	cf Tuf 4 + fragments volcanoclastiques
"QFP" inférieur	50	cf "QFP" supérieur
Tuf 2	2	cf Tuf 4 + siliceux
Andésite "Millenbach"	13	massive, parfois coussinée
Tuf 1	.08	cf Tuf 4
Rhyolite "Amulet"	1000	rhyolite ± phénocristaux de feldspath, massive à bréchique

adapté de Knuckey (1975)

chimiques généralement utilisées. Le gisement lui-même est composé d'un ensemble de plusieurs lentilles de sulfures massifs à l'un ou l'autre des contacts marqués par un tuf. La forme "en champignon" des gisements est typique avec une tête de sulfures massifs en continuité de part et d'autre avec un tuf lithique et une cheminée sous-jacente avec minéralisation sous forme de veinules dans les fractures (figures 4a et b). L'emplacement des lentilles est généralement associé à un épaississement de la rhyolite porphyrique (QFP en dôme). Les cheminées présentent une distribution zonale des faciès d'altération (Riverin, 1977):

extérieur	non-altéré	phénocristaux d'albite
		reliques d'albite
vers		petites taches de dalmatianite*
		grosses taches de dalmatianite*
intérieur	altéré	chlorite

\* dalmatianite: cordiérite-anthophyllite-séricite-biotite

L'altération des bordures le long des veines résume en fait le phénomène d'altération avec chlorite à l'intérieur et séricite à l'extérieur. A noter aussi l'apparition de pyrite en quantité significative quand on s'approche du gisement. La minéralisation présente une zonalité caractéristique avec le Cu au centre et le Zn à la périphérie. La position des gisements les relie à des arrêts du volcanisme pendant lesquels les solutions hydrothermales (fumerolles) font leur chemin au travers de la zone fracturée jusqu'à la surface, où des changements rapides des tempé-



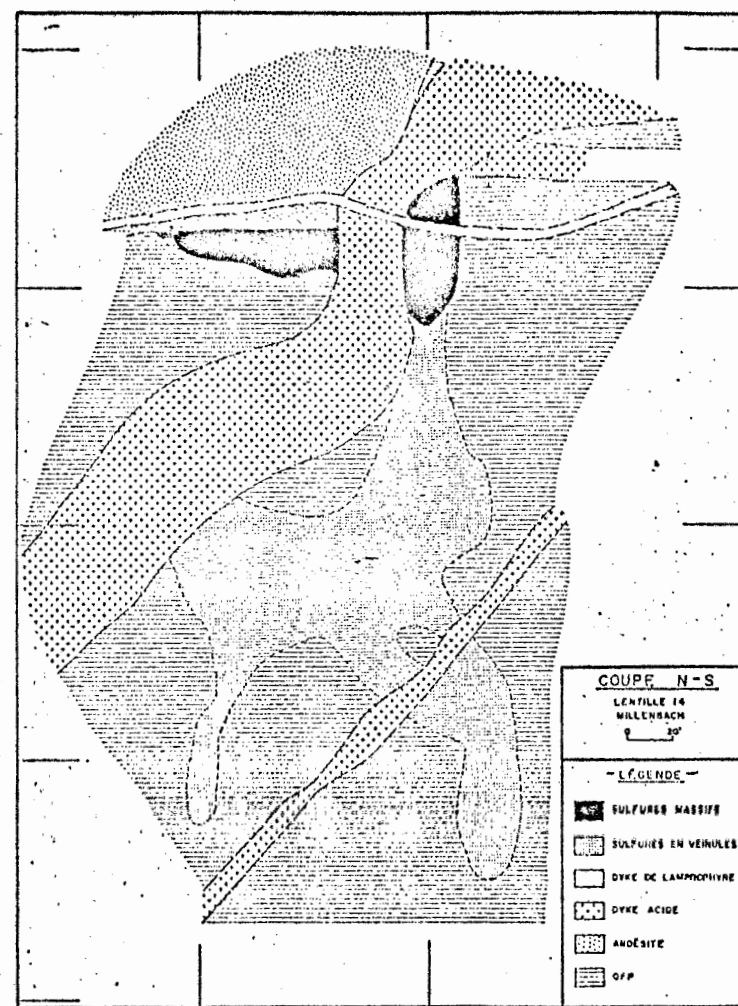
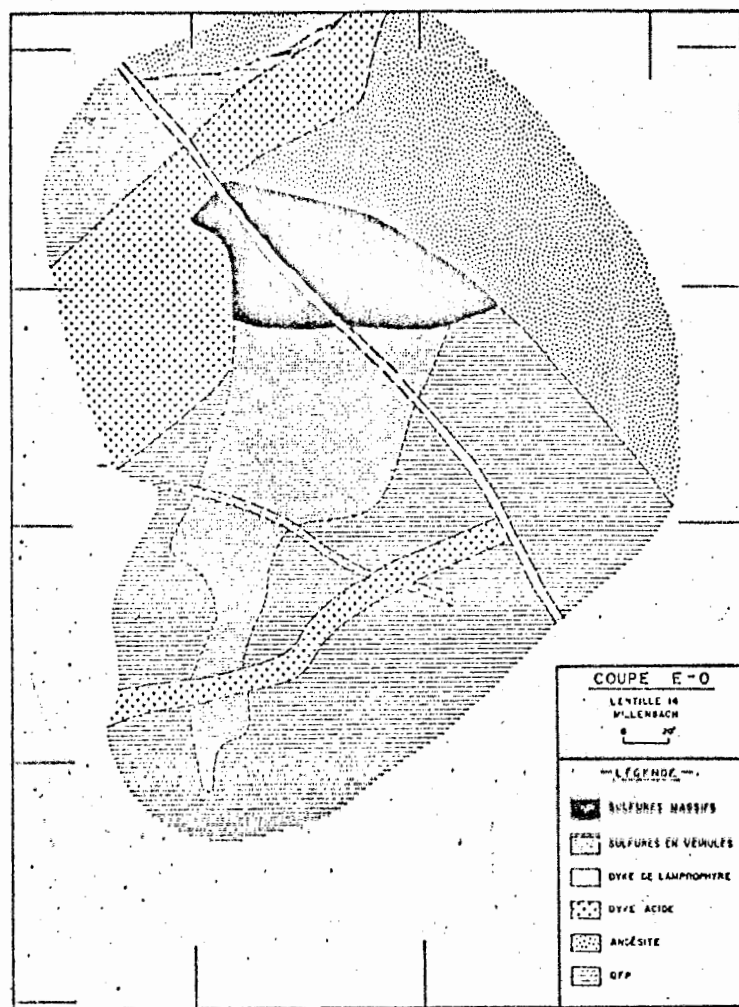


Figure 4 - Coupes à travers une lentille de sulfures massifs du gisement de Millenbach.

a) Coupe Est-Ouest (d'après des plans  
de mine)

b) Coupe Nord-Sud (d'après des plans de  
mine)

rature et pression à l'interface roche-eau de mer amènent leur précipitation en lentilles massives.

En résumé, la minéralisation est associée à des centres volcaniques acides (dômes)<sup>OK</sup>, dans des intervalles stratigraphiques précis, à l'intersection de systèmes de fractures majeures. Elle apparaît sous forme d'exhalites massives, en veinules et parfois sous forme de remplacement dans la cheminée sous-jacente.

## CHAPITRE 3

### PETROGRAPHIE

A l'origine, cette étude était orientée sur la rhyolite porphyrique (QFP) du gisement de Millenbach, mais au cours de notre recherche, notre attention s'est portée aussi sur la rhyolite non porphyrique ("rhyolite" Amulet). On peut trouver dans Riverin (1977) une description exhaustive de tous les types de roches faisant partie de la colonne stratigraphique présentée au Tableau 1. Nous nous contenterons de faire une brève description des deux types de roches qui ont servi de support géologique à notre étude.

#### 3.1 - Description des roches sous étude: nature et altération

##### 3.1.1 - Rhyolite porphyrique (QFP)

La rhyolite porphyrique (QFP) forme un dôme extrusif, qui ailleurs dans la mine est souvent divisé en deux unités par la présence d'un tuf, les deux ayant la même minéralogie et la même chimie. D'apparence massive, la rhyolite porphyrique présente 25 à 30% de phénocristaux de quartz et feldspath, allant jusqu'à 5 mm de diamètre, dans une matrice à grains fins de quartz-feldspath-chlorite-séricite-épidote-carbonate-opaques (Tableau 2). La texture dominante est porphyrique. Même si cette roche apparaît mégascopiquement non-fragmentaire, certaines zones à grains fins suggèrent une nature fragmentaire et ces faciès particuliers

Tableau 2

Compositions minéralogiques moyennes des roches sous étude, près (~25 m) et loin (~300 m) du gisement

	"QFP" près (~ 25 m) n = 20	"QFP" loin (~ 300 m) n = 18	"Rhyolite" près (~ 25 m) n = 19	"Rhyolite" loin (~ 300 m) n = 21
Quartz-phénocristaux	15	20	---	---
Feldspath-phénocristaux	15	20	10	15
Matrice (quartz+feldspath)	30	45	50	50
Chlorite	10	5	15	20
Séricite	15	5	15	10
Biotite	10	---	10	---
Epidote	tr.	tr.	tr.	tr.
Carbonate	tr.	3	---	---
Opagues	5	2	tr.	5
Leucoxène	---	---	tr.	---
Texture(s)	porphyrique	porphyrique globulaire	pilotaxitique amygdalaire	pilotaxitique porphyrique

( n: nombre d'échantillons; tr.: traces; ---: non observé )

sont beaucoup plus séricitiques. Il est possible que ce caractère fragmentaire occasionnel soit le résultat de l'altération appliquée sur une rhyolite homogène antérieurement (Riverin, 1977).

### 3.1.2 - "Rhyolite Amulet"

La "Rhyolite Amulet" dépasse les 1000 m d'épaisseur. Alors que le QFP est franchement une rhyolite, tant par sa composition que par sa texture, la "rhyolite Amulet" ressemble beaucoup plus à une dacite avec sa texture pilotaxitique, tantôt amygdalaire ou porphyrique. Elle est composée de 10 à 15% de phénocristaux de feldspath dans une matrice de quartz-feldspath-chlorite-séricite et des quantités accessoires d'épidote-opaques-leucoxène (Tableau 2). Mégascopiquement, c'est en grande partie une brèche volcanoclastique. Son caractère fragmentaire et la présence de pyrite sont plus évidents dans sa partie supérieure.

### 3.1.3 - Altération

L'altération visible la plus fréquente dans les roches étudiées près du gisement est la présence d'ovoïdes de 2 à 15 mm de diamètre composés de séricite-chlorite-biotite dans une matrice plus pâle. Souvent en lames minces, ces ovoïdes ont des contacts diffus et la raison en est probablement que la région étudiée est à la limite de l'auréole métamorphique associée à la granodiorite du lac Dufault. En fait, on ne retrouve la biotite que très près de la cheminée minéralisée. De même, dans cette zone, les phénocristaux de feldspath sont souvent altérés en un

agrégat de séricite  $\pm$  carbonate. Ces altérations sont plus intenses dans la "rhyolite Amulet" par rapport au QFP. Enfin, quel que soit le type de roche ou l'intensité globale de l'altération, l'examen au microscope de l'altération autour des veines de sulfures montre un développement intense de chlorite près des veines, passant à une zone riche en séricite.

### 3.2 - Analyse à la microsonde des phases présentes

Nous avons analysé la majeure partie des phases dans des échantillons près ( $\sim 25$  m) et loin ( $\sim 300$  m) du gisement afin de déceler les variations caractéristiques dans la composition de ces phases. Le feldspath, le carbonate, les sulfures, la biotite, la séricite et la chlorite ont retenu notre attention.

Les feldspaths (Tableau 3) sont des albites à formule presque idéale. On peut noter une faible quantité de Ca et K loin du gisement, quantité complètement lessivée près du gisement. Alors que l'albite tend vers sa formule idéale ( $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ ) près du gisement, le K dégagé doit trouver refuge dans la biotite ou la séricite.

Les carbonates (Tableau 4) ont tous la composition de la calcite à peu de chose près et on ne trouve aucune différence de composition en fonction de la proximité au gisement. Les carbonates analysés provenaient tous de veines avec quartz et sulfures.

L'analyse des sulfures (Tableau 5) montre encore une fois des compositions quasi idéales pour la pyrite et la chalcopryrite. La composition de ces minéraux ne varie pas en fonction de la proximité au gisement. Par contre, le contenu en fer de la sphalérite est plus élevé pour

Tableau 3

Analyse à la microsonde des feldspaths

% Poids:	FLDP-PRES (~ 25 m)	FLDP-LOIN-1 (~ 300 m)	FLDP-LOIN-2 (~ 300 m)
SiO <sub>2</sub>	69.61	68.02	67.96
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19.05	20.27	20.13
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	---	---	0.22
CaO	---	0.48	0.42
Na <sub>2</sub> O	11.34	10.88	10.87
K <sub>2</sub> O	---	0.34	0.40
Nombre de cations:			
Si	3.03	2.97	2.97
Al	0.98	1.04	1.04
Fe	---	---	0.01
Ca	---	0.02	0.02
Na	0.96	0.92	0.92
K	---	0.02	0.02
No d' O	8	8	8
No. total de cations	4.96	4.98	4.98

Formules: FLDP-PRES : Na<sub>.96</sub> Al<sub>.98</sub> Si<sub>3.03</sub> O<sub>8</sub>FLDP-LOIN-1 : (Na<sub>.92</sub> Ca<sub>.02</sub> K<sub>.02</sub>) Al<sub>1.04</sub> Si<sub>2.97</sub> O<sub>8</sub>FLDP-LOIN-2 : (Na<sub>.92</sub> Ca<sub>.02</sub> K<sub>.02</sub>) (Al<sub>1.04</sub> Fe<sub>.01</sub>) Si<sub>2.97</sub> O<sub>8</sub>

Tableau 4

## Analyse à la microsonde des carbonates

% Poids:	CAR-PRES (~ 25 m)	CAR-LOIN-1 (~ 300 m)	CAR-LOIN-2 (~ 300 m)
CaO	54.37	56.20	56.89
MnO	0.64	0.42	0.73
FeO <sup>T</sup>	1.18	0.28	0.62
CO <sub>2</sub> *	43.81	43.10	41.76
Nombre de cations:			
Ca	0.97]	1.01]	1.04]
Mn	0.01] 1.00	0.01] 1.02	0.01] 1.06
Fe	0.02	tr.	0.01
C *	1.00	0.99	0.97
No. d 'O	3	3	3
No. total de cations	2.00	2.01	2.03

\* déterminé par différence

Formules: CAR-PRES : (Ca<sub>.97</sub> Fe<sub>.02</sub> Mn<sub>.01</sub>) CO<sub>3</sub>CAR-LOIN-1 : (Ca<sub>1.01</sub> Fe<sub>tr</sub> Mn<sub>.01</sub>) CO<sub>3</sub>CAR-LOIN-2 : (Ca<sub>1.04</sub> Fe<sub>.01</sub> Mn<sub>.01</sub>) CO<sub>3</sub>



Tableau 5

## Analyse à la microsonde des sulfures

	PY-près (~ 25 m)	PY-loin-1 (~ 300 m)	PY-loin-2 (~ 300 m)	PY-loin-3 (~ 300 m)
% Poids:				
S	57.81	58.98	59.97	60.85
Fe	46.13	47.61	47.59	48.38
% Atomique				
S	68.58	68.33	68.70	68.66
Fe	31.42	31.67	31.30	31.34
Formule	Fe <sub>.90</sub> S <sub>2</sub>	Fe <sub>.94</sub> S <sub>2</sub>	Fe <sub>.91</sub> S <sub>2</sub>	Fe <sub>.91</sub> S <sub>2</sub>
	CPX-près-1 (~ 25 m)	CPY-près-2 (~ 25 m)	CPY-loin (~ 300 m)	
% Poids				
S	37.48	38.04	37.91	
Fe	29.55	29.45	30.16	
Cu	32.76	33.10	34.02	
% Atomique				
S	52.81	53.09	52.36	
Fe	23.90	23.59	23.96	
Cu	23.29	23.31	23.72	
Formule	Cu <sub>.91</sub> Fe <sub>.88</sub> S <sub>2</sub>	Cu <sub>.89</sub> Fe <sub>.87</sub> S <sub>2</sub>	Cu <sub>.91</sub> Fe <sub>.90</sub> S <sub>2</sub>	

Tableau 5 (suite)

% Poids	SPH-près (~ 25 m)	SPH-loin (~ 300 m)
S	35.64	36.17
Fe	5.37	1.43
Zn	58.44	62.44
% Atomique		
S	52.89	53.50
Fe	4.57	1.21
Zn	42.53	45.29
Formule	$(\text{Zn}_{.8}\text{Fe}_{.1}) \text{S}$	$(\text{Zn}_{.85}\text{Fe}_{.02}) \text{S}$

l'échantillon près du gisement, avec un contenu qui passe de 2 à 10% mol. FeS.

Nous avons analysé des biotites près et loin du gisement (Tableau 6). Une partie des résultats présente une certaine ambiguïté: la quantité de K est insuffisante et on note un léger surplus de (Fe+Mg). On peut expliquer cette anomalie en considérant que les biotites, indépendamment de leur position par rapport au gisement, sont en cours de chloritisation. La biotite est en relation avec le métamorphisme thermal associé à la granodiorite du lac Dufault et la chloritisation est le résultat du métamorphisme régional rétrograde. Pour ce qui est de la nomenclature, les "biotites" analysées sont de vraies biotites, même si, loin du gisement, leur composition s'approche de celle des phlogopites. Le rapport Al:Si en position tétraédrique se rapproche de celui des sidérophyllites. Si on compare les biotites près et loin du gisement, on note que seules celles à proximité du gisement contiennent du Ti. De plus, le rapport Fe:(Fe+Mg) est beaucoup plus élevé pour ces biotites (0.61 vs 0.36).

Le terme "séricite" est généralement utilisé pour décrire un agrégat finement grenu de mica blanc, qui pourrait être de la muscovite, de la paragonite ou de la phengite. La séricite se présente surtout comme produit d'altération des feldspaths et nous l'avons trouvé en abondance accrue près du gisement en remplacement des phénocristaux ou dans les interstices entre les grains de quartz. Les séricites que nous avons analysées (Tableau 7) ont des compositions semblables à la phengite avec un rapport Si:Al plus grand que 3:1 et une substitution de (Fe + Mg) pour Al en position octaédrique. Cette phengite semble déficiente en

Tableau 6

Analyse à la microsonde de la biotite

% Poids	BIO-près (~ 25 m)	BIO-loin (~ 300 m)
SiO <sub>2</sub>	34.65	38.87
TiO <sub>2</sub>	1.30	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	22.07	26.07
FeO <sup>T</sup>	24.26	14.33
MnO		0.36
MgO	8.87	14.21
K <sub>2</sub> O	4.12	3.48
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	4.73	2.68
No. de cations		
Si	5.21	5.36
Al	2.79	2.64
	8.00	8.00
Al	1.12	1.60
Ti	0.15	---
Fe	3.05	1.65
Mg	1.99	2.92
Mn	---	0.04
K	0.79	0.61
No d'O	22	22
Fe	0.61	0.36
Fe+Mg		

N.B. Biotites:	Annite	$K_2Fe_6Si_6Al_2O_{20}(OH)_4$	$\frac{Fe}{Fe+Mg} > .33$
	Siderophyllite	$K_2(Fe_5Al)Si_5Al_3O_{20}(OH)_4$	
Phlogopites:	Phlogopite	$K_2Mg_6Si_6Al_2O_{20}(OH)_4$	$\frac{Fe}{Fe+Mg} > .33$
	Eastonite	$K_2(Mg\ Al)Si_5Al_3O_{20}(OH)_4$	

Tableau 7

## Analyse à la microsonde des séricites

% Poids	SER-près-1 (~ 25 m)	SER-près-2 (~ 25 m)	SER-près-3 (~ 25 m)	SER-près-moy. (~ 25 m) n = 3
SiO <sub>2</sub>	47.89	47.70	47.90	47.83
TiO <sub>2</sub>	0.33	0.35	0.34	.34
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	34.43	34.13	34.37	34.31
FeO <sup>T</sup>	2.66	2.35	2.97	2.66
MgO	1.03	0.73	0.53	.76
K <sub>2</sub> O	10.44	10.33	10.28	10.35
Na <sub>2</sub> O	---	0.05	---	.02
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.22	4.36	3.62	3.73
No. de cations				
Si	6.29	6.32	6.31	6.31
Al	1.71	1.68	1.69	1.69
	8.00	8.00	8.00	8.00
Al	3.62	3.65	3.65	3.64
Ti	0.03	0.03	0.03	0.03
Fe	0.29	0.26	0.33	0.29
Mg	0.20	0.14	0.10	0.15
	4.14	4.08	4.11	4.11
K	1.75	1.75	1.73	1.74
Na	---	0.01	---	---
		1.76		
No. d'O	22	22	22	22
Fe	0.59	0.65	0.77	0.66
Fe+Mg				

Tableau 7 (suite)

% Poids	SER-loin-1 (~ 300 m)	SER-loin-2 (~ 300 m)	SER-loin-3 (~ 300 m)	SER-loin-moy. (~ 300 m) n = 3
SiO <sub>2</sub>	47.75	50.19	49.37	49.10
TiO <sub>2</sub>	0.54	0.45	0.53	.51
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	31.89	29.45	32.64	31.33
FeO <sup>T</sup>	3.10	4.56	2.87	3.51
MgO	2.90	4.02	2.70	3.21
K <sub>2</sub> O	10.00	8.44	8.72	9.05
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.82	2.90	3.17	3.30
No. de cations				
Si	6.33]	6.56]	6.42]	6.43]
Al	1.67] 8.00	1.44] 8.00	1.58] 8.00	1.57] 8.00
Al	3.31]	3.10]	3.42]	3.27]
Ti	0.05]	0.04]	0.05]	0.05]
Fe	0.34] 4.27	0.50] 4.42	0.31] 4.30	0.38] 4.32
Mg	0.57]	0.78]	0.52]	0.62]
K	1.69	1.41	1.45	1.52
No. d'O	22	22	22	22
<u>Fe</u>	0.37	0.39	0.37	0.38
Fe+Mg				

N.B.: Muscovite  $K_2Al_4(Si_6Al_2)O_{20}(OH)_4$ Phengite  $K_2Al_{4-x}(Mg,Fe)_{1-x}(Si_{6-x}Al_{2-x})O_{20}(OH)_4$

alcalis. La comparaison des compositions moyennes des séricités près et loin du gisement montre des différences marquées: à noter, entre autres, la déficience en Mg et l'augmentation du contenu en K près du gisement. De plus, le rapport  $\text{Fe}:(\text{Fe}+\text{Mg})$  est presque le double lorsqu'on s'approche du gisement (0.66 vs 0.38). On note tout de suite une parfaite concordance avec les mêmes rapports pour les biotites près et loin du gisement.

La chlorite est un des principaux minéraux associés à l'altération hydrothermale ou au métamorphisme. Elle apparaît dans les interstices entre les grains de quartz ou en fines veinules. Les analyses à la microsonde des chlorites sont données au Tableau 8. La nomenclature des chlorites s'est faite selon le diagramme de Hey (1954) (figure 5). Les chlorites loin du gisement, associées au métamorphisme régional, sont des pycnochlorites, alors que les chlorites de la zone d'altération près du gisement sont des brunsvigites avec quelques individus à la frontière des pycnochlorites ou des ripidolites. Déjà sur ce diagramme, on peut observer que le contenu en Si est indépendant de la proximité au gisement mais que le rapport  $\text{Fe}:(\text{Fe}+\text{Mg})$  est beaucoup plus élevé près du gisement (0.61 vs 0.36). Les formules structurales moyennes des chlorites près et loin du gisement sont les suivantes:

près:  $(\text{Mg}_{3.39}, \text{Fe}_{5.22}, \text{Al}_{2.80}, \text{Ti}_{.10})(\text{Si}_{5.83} \text{Al}_{2.17}) \text{O}_{20}(\text{OH})_{16}$

loin:  $(\text{Mg}_{5.81}, \text{Fe}_{3.29}, \text{Al}_{2.48}, \text{Mn}_{.06})(\text{Si}_{5.76} \text{Al}_{2.24}) \text{O}_{20}(\text{OH})_{16}$

Tableau 8

## Analyse à la microsonde des chlorites

% Poids	CHL-près-1 (~ 25 m)	CHL-près-2 (~ 25 m)	CHL-près-3 (~ 25 m)	CHL-près-4 (~ 25 m)
SiO <sub>2</sub>	26.86	25.35	25.57	28.57
TiO <sub>2</sub>	0.20	0.81	0.54	0.19
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	20.02	19.73	21.02	18.54
FeO <sup>T</sup>	29.75	29.92	30.87	28.18
MnO	---	---	0.30	---
MgO	11.37	10.36	9.71	11.81
K <sub>2</sub> O	0.33	0.15	---	0.49
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	11.47	13.68	12.00	12.21
No. de cations				
Si	5.72	5.57	5.52	6.07
Al	2.28 8.00	2.43 8.00	2.48 8.00	1.93 8.00
Al	2.75	2.68	2.87	2.72
Ti	0.03	0.13	0.09	0.03
Fe	5.30 11.69	5.50 11.70	5.58 11.71	5.01 11.63
Mn	---	---	---	---
Mg	3.61	3.39	3.12	3.74
K	0.09	0.04	---	0.13
No. d'O	28	28	28	28
Fe	0.59	0.62	0.64	0.57
Fe+Mg				



Tableau 8 . (suite)

% Poids	CHL-près-5 (~ 25 m)	CHL-près-6 (~ 25 m)	CHL-près-7 (~ 25 m)	CHL-près-8 (~ 25 m)
SiO <sub>2</sub>	27.35	29.17	27.27	27.53
TiO <sub>2</sub>	0.39	0.30	---	2.62
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19.65	19.29	20.70	18.37
FeO <sup>T</sup>	27.75	28.67	28.72	29.21
MnO	---	---	---	---
MgO	9.95	11.42	9.44	11.04
K <sub>2</sub> O	1.14	0.78	0.62	0.26
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	13.77	10.37	13.28	10.97
No. de cations				
Si	5.95]	6.08]	5.89]	5.82]
Al	2.05] 8.00	1.82] 8.00	2.11] 8.00	2.18] 8.00
Al	2.98]	2.92]	3.16]	2.39]
Ti	0.06]	0.05]	---	0.42]
Fe	5.05] 11.31	5.00] 11.52	5.19] 11.39	5.16] 11.45
Mn	---	---	---	---
Mg	3.22]	3.55]	3.04]	3.48]
K	0.32	0.21	0.17	0.07
No. d'O				
	28	28	28	28
<u>Fe</u>	0.61	0.58	0.63	0.60
Fe+Mg				

Tableau 8 (suite)

% Poids	CHL-LOIN-1 (~ 300 m)	CHL-LOIN-2 (~ 300 m)	CHL-LOIN-3 (~ 300 m)	CHL-LOIN-4 (~ 300 m)
SiO <sub>2</sub>	27.76	28.04	28.40	28.02
TiO <sub>2</sub>	---	---	---	---
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	18.17	20.04	19.32	20.59
FeO <sup>T</sup>	19.95	18.51	20.34	17.92
MnO	0.28	0.45	0.23	0.46
MgO	19.59	17.96	19.04	19.43
CaO	0.19	2.91	0.21	0.60
K <sub>2</sub> O	0.13	0.32	---	0.13
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	13.93	11.78	12.45	12.85
No. de cations				
Si	5.80	5.71	5.81	5.71
Al	2.20   8.00	2.29   8.00	2.19   8.00	2.29   8.00
Al	2.27	2.52	2.47	2.65
Ti	---	---	---	---
Fe	3.48   11.90	3.15   11.20	3.48   11.80	3.05   11.68
Mn	0.05	0.08	0.04	0.08
Mg	6.10	5.45	5.81	5.90
Ca	0.04	0.63	0.04	0.13
K	0.03   0.07	0.08   0.71	---	0.03   0.16
No. d'O	28	28	28	28
Fe	0.36	0.37	0.38	0.34
Fe+Mg				

Tableau 8 (suite)

No. de cations	CHL-près-moy. (~ 25 m) n = 8	CHL-loin-moy. (~ 300 m) n = 4
Si	5.83	5.76
Al	2.17 8.00	2.24 8.00
Al	2.80	2.48
Ti	0.10	---
Fe	5.22 11.51	3.29 11.64
Mn	---	0.06
Mg	3.39	5.81
Ca	---	0.04
K	0.13	0.21 0.25
No. d'O	28	28
<u>Fe</u>	0.61	0.36
Fe+Mg		

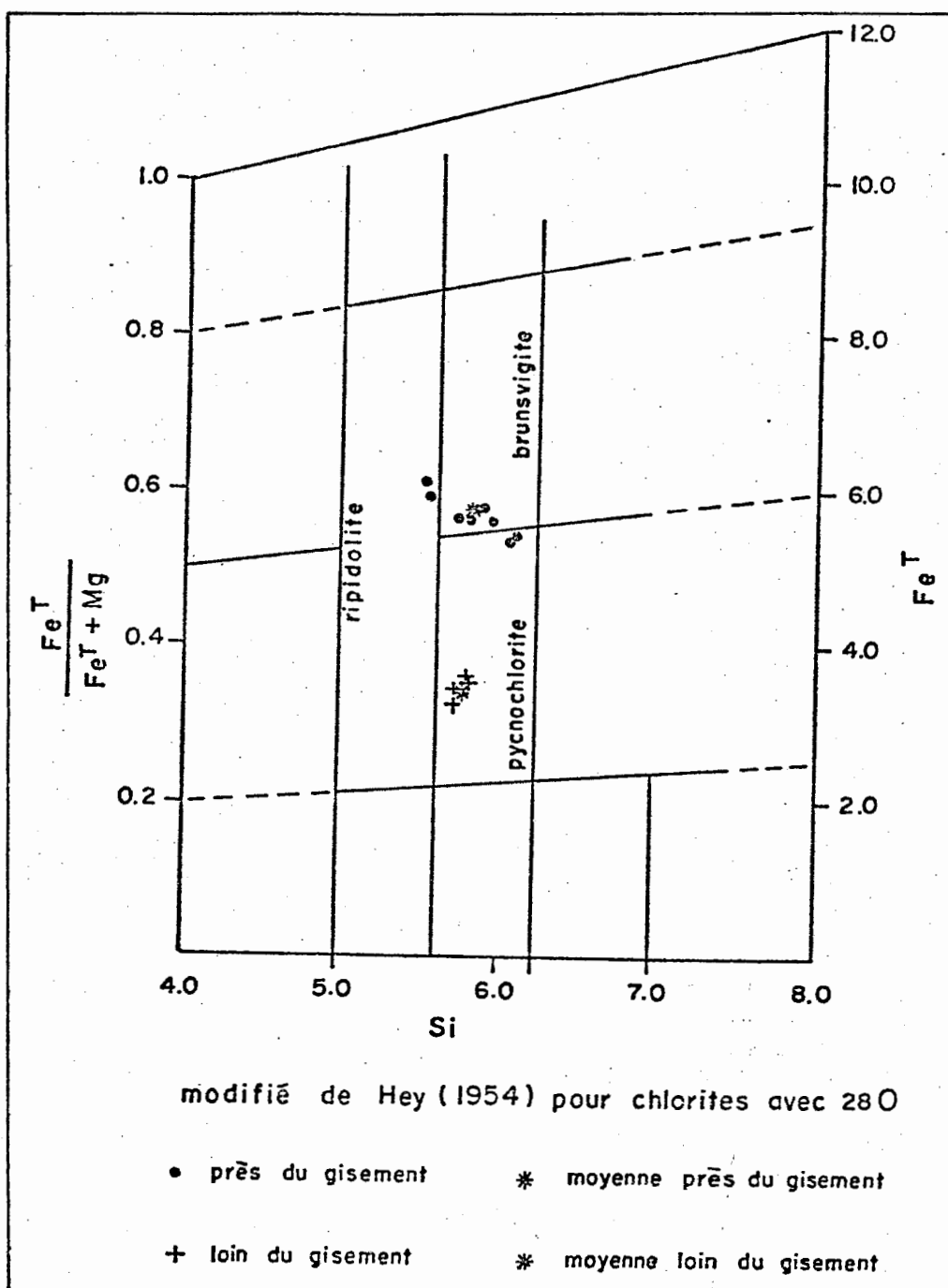


Figure 5 - Classification chimique des chlorites.

Les chlorites normales sont donc magnésiennes alors que celles de la cheminée d'altération sont ferrifères. Ces résultats sont tout à fait compatibles avec les observations de Soler (1974) pour les chlorites liées aux minéralisations pyrito-cuprifères de la province de Huelva, Espagne. De plus, seules les chlorites près du gisement contiennent du Ti alors que seules les chlorites loin du gisement possèdent du Ca et du Mn.

Enfin, il faudrait mettre en évidence la très bonne concordance des rapports  $Fe:(Fe+Mg)$  des biotites, séricites et chlorites coexistantes:

	près (~ 25 m)	loin (~ 300 m)
biotites	0.61	0.36
séricites	0.66	0.38
chlorites	0.61	0.36

Une telle corrélation exprime sans aucun doute un équilibre chimique entre ces phases dans des roches d'une part altérées par les solutions minéralisatrices et d'autre part associées au métamorphisme régional.

### 3.3 - Conclusions préliminaires quant à l'exploration

Les premières conclusions que l'on peut tirer de cette étude pétrographique très sommaire montrent déjà des différences de composition significatives, pour les biotites, séricites et chlorites, qui permettent de juger de la proximité d'un gisement. Alors que ces phases au niveau régional sont franchement magnésiennes, elles deviennent très ferrifères près du gisement. Cette caractéristique pourrait constituer un outil de

première importance dans l'exploration des gisements volcanogènes de sulfures massifs. Cependant ces observations sont reliées à une altération limitée au pourtour immédiat d'un gisement. Quant à nous, notre objectif est de développer une technique valable à plus grande distance des gisements et pour ce faire, nous favorisons l'approche géochimique et l'utilisation de traitements géostatistiques qui permettent de visualiser la moindre variation significative d'éléments indicateurs dans les roches autour du gisement sous-étude.

## CHAPITRE 4

### CHIMISME GENERAL DES ROCHES

#### 4.1 - Généralités

Nous avons centré notre projet sur l'étude des éléments majeurs et en traces, dans et autour de la cheminée d'altération, au-delà des phénomènes visibles et en trois (3) dimensions. Nous avons décidé de donner un support géologique aux données géochimiques sous forme d'observations personnelles (Appendice I), de contrôle de la cartographie et de prise en considération des travaux de Riverin (1977) sur l'altération et le métamorphisme à l'intérieur de la cheminée d'altération.

En accord avec tous les intéressés au projet, il fut décidé que le projet porterait sur une lentille satellite, isolée du gisement principal et bien exposée sous terre.

#### 4.2 - Echantillonnage

Un échantillonnage préliminaire a été effectué afin d'étayer la confiance statistique de notre échantillonnage, de mesurer la variabilité des éléments et de déterminer la grosseur et l'intervalle optimum des échantillons. Le but premier était de mesurer la variabilité à plusieurs échelles de la teneur des différents éléments susceptibles d'être analysés, dans des morceaux de carottes de forage au sein de la rhyolite porphyrique (QFP) et de la "rhyolite Amulet" autour de la lentille choi-

sie. Les facteurs pouvant influencer cette variabilité sont la nature de l'élément, la taille de l'échantillon, la distance entre échantillons de même taille et la direction.

Les échantillons consistaient en deux morceaux de carottes, de longueur 15 cm., séparés par une distance constante de 30 cm, prélevés tous les 13 m. le long de trous dont la direction et la position par rapport à la lentille nous ont parues caractéristiques. Dans la mesure du possible, nous avons tenté d'éviter l'échantillonnage au contact des dykes acides ou dioritiques qui recoupent la "rhyolite" et le QFP. Pour cet échantillonnage préliminaire, notre choix s'est porté sur les trous suivants (figure 6):

- B-1729-1726 (trous horizontaux près de la lentille)
- D-190 (trou vertical près de la lentille)
- D-116 (trou vertical loin de la lentille)
- B-2212 (trou horizontal loin de la lentille)

Cet échantillonnage comprenait 116 échantillons nécessaires à l'étude géochimique et géostatistique préliminaire.

A partir des premiers résultats, nous avons complété notre échantillonnage à l'aide de tous les trous verticaux disponibles autour de la lentille choisie (figure 6), selon le même schéma que précédemment, mais avec une maille de 3 m. dans la partie supérieure de la rhyolite près du contact. Les deux campagnes d'échantillonnage nous ont procuré 368 échantillons, soit 166 dans le QFP et 202 dans la rhyolite.



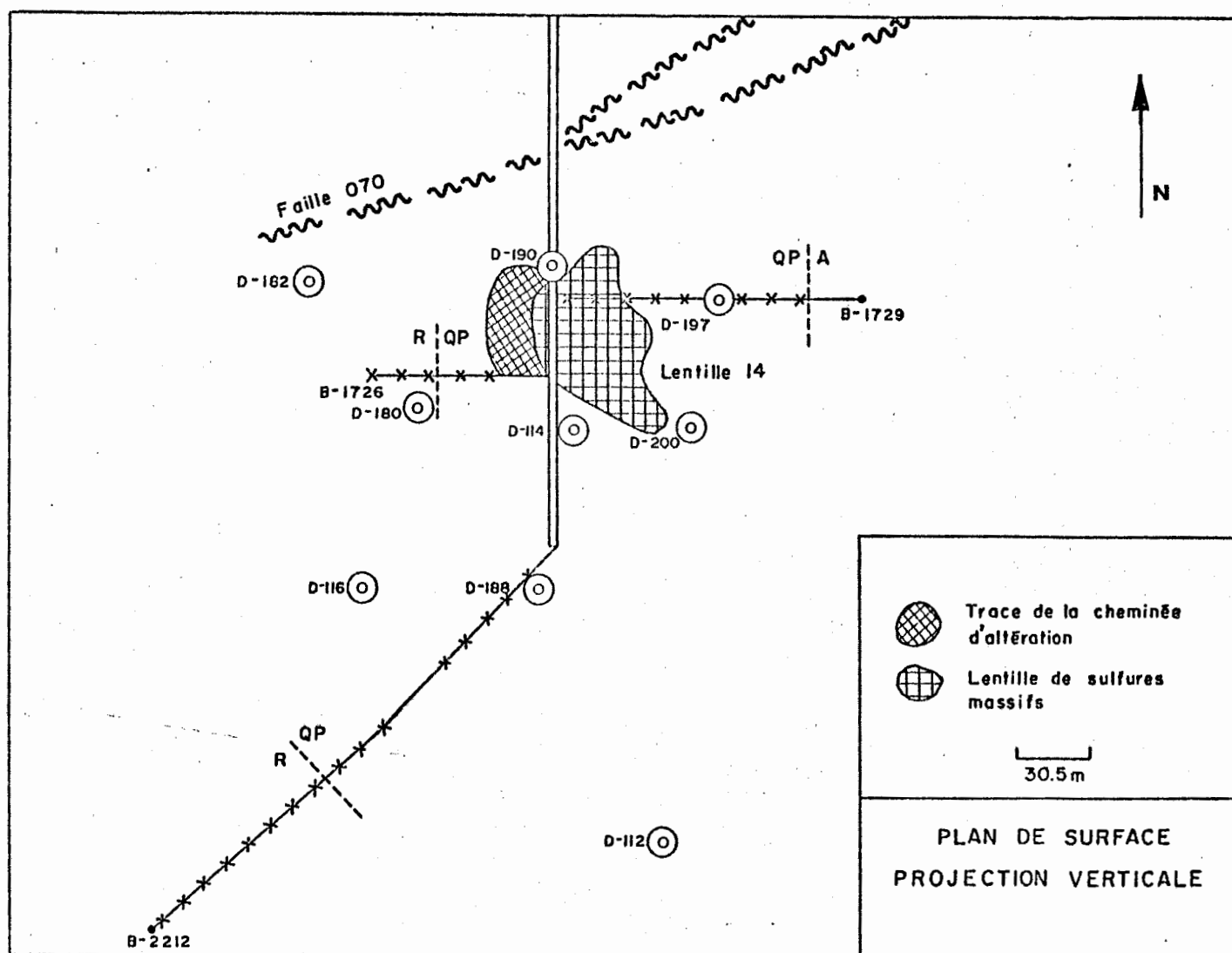


Figure 6 - Plan de surface et localisation des trous de forage utilisés autour de la lentille 14.

### 4.3 - Analyses

Les échantillons de la première campagne d'échantillonnage furent préparés en diminuant autant que possible la granulométrie afin d'augmenter le degré de représentativité statistique en gardant à l'esprit un souci constant d'éviter la contamination. La méthode de préparation mise au point par l'auteur est donnée à l'Appendice II. A noter que pour la deuxième campagne, la méthode a été standardisée à l'utilisation du broyeur à anneaux (cf IX, Appendice II), puisque les éléments en contamination par cette méthode (surtout W, Co, Ni) présentaient très peu de résultats significatifs. Nous n'avons fait aucune séparation minéralogique, quelle qu'elle soit, afin d'utiliser les échantillons bruts provenant des trous de forage.

Les échantillons furent analysés pour 14 éléments majeurs et 24 éléments mineurs. Le laboratoire de Géochimie Analytique du département de Génie minéral de l'Ecole Polytechnique a fourni les analyses des constituants majeurs:  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{CO}_2$ , S,  $\text{H}_2\text{O}^+$ ,  $\text{H}_2\text{O}^-$ , Mn, Cu, Zn, Ni. Tous les échantillons n'ont pas été analysés par les mêmes méthodes. Nous donnons les méthodes d'analyse au Tableau 9, ainsi que les limites de détection. Le Centre de Recherches minérales du Ministère des Richesses Naturelles du Québec a fourni les analyses des éléments mineurs suivants: Cu, Zn, Mn, Ni, Co, Pb, Bi, Cd, Mo, Li, V, Cr, Hg, Au, Ag, Sb, Sn, W, As, U, Ba, Sr, Cs, Rb. Les méthodes d'analyse sont données au Tableau 10, ainsi que les limites de détection.

Les limites de précision sur les analyses de tous les éléments

Tableau 9

Méthodes d'analyse - Polytechnique

Eléments majeurs	Méthodes	Limite de détection
SiO <sub>2</sub>	Fluorescence-X	0.1
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	"	.1
Fe total	"	.01
FeO	Voie chimique (volumétrie)	.05
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Calculé Fe total-FeO $\frac{0.7773}{0.6994}$	---
MgO	Fluorescence-X	0.1
CaO	"	.01
Na <sub>2</sub> O	Spectrophotométrie d'absorption atomique	.005
K <sub>2</sub> O	Fluorescence-X	.01
TiO <sub>2</sub>	"	0.01
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Voie chimique (colorimétrie)	.01
CO <sub>2</sub>	Voie chimique (chromatographie)	.05
S	Voie chimique (évolumétrie ou gravimétrie si > 2%)	.005
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	Voie chimique (chromatographie)	.05
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	Voie chimique (gravimétrie)	.02
Eléments mineurs		
Cu	Spectrophotométrie d'absorption atomique	1 ppm
Zn	"	.5 ppm
Ni	"	5 ppm
Mn	"	10 ppm

Tableau 10

Méthodes d'analyse - MRN

Eléments	Méthode	Limite de détection
Cu	Spectrophotométrie d'absorption atomique (colorimétrie visuelle)*	0.2 ppm
Zn	"	0.2 ppm
Mn	"	1 ppm
Ni	"	1 ppm
Co	"	1 ppm
Pb	"	1 ppm
Bi	"	1 ppm
Cd	"	1 ppm
Mo	"	2 ppm
Li	"	---
V	"	2 ppm
Cr	"	0.2 ppm
Hg	" **	5 ppb
Au	"	0.1 ppm
Ag	"	0.1 ppm
Sb	"	1 ppm
Sn	"	2 ppm
W	"	1 ppm
As	"	0.2 ppm
U	"	2 ppm
Ba	"	2 ppm
Sr	"	1 ppm
Cs	"	0.5 ppm
Rb	"	1 ppm

\* On a employé le correcteur de bruit de fond au deutérium

\*\* N.B.: A.A. sans flamme

considérés sont données au Tableau 11. Elles ont été établies à l'aide de 21 échantillons répétitifs. On y retrouve pour chaque élément la concentration moyenne dans l'échantillon-témoin, l'erreur ou la déviation standard et l'écart relatif, qui est le rapport exprimé en pourcentage de la déviation standard sur la concentration moyenne. L'examen des écarts relatifs est satisfaisant à quelques exceptions près pour des éléments que nous devons négliger par la suite pour nos interprétations, comme Cd, Ag et As.

Les résultats analytiques sont donnés à l'Appendice III pour les analyses provenant du laboratoire de Polytechnique et à l'Appendice IV pour les analyses du laboratoire du MRN. Le premier laboratoire a aussi fait l'analyse de routine de quelques éléments mineurs, mais nous n'avons utilisé que les résultats du laboratoire du MRN pour notre traitement de données.

Pour les traitements de données qui vont suivre, nous n'avons d'aucune façon filtré les données brutes pour éliminer telle ou telle valeur erratique ou corriger les valeurs brutes en fonction du contenu en CO<sub>2</sub> ou en S, par exemple. En tout temps, nous nous sommes servi des données brutes provenant des laboratoires afin que les résultats obtenus soient directement applicables par toute personne voulant faire un traitement de données.

#### 4.4 - Caractérisation des "rhyolites" de Millenbach

Avant d'étudier la variation des divers éléments majeurs ou mineurs en fonction de la proximité au gisement, il nous a paru utile de

Tableau 11

Limites de précision des analyses\*

Eléments majeurs	Concentration	Erreur standard	Ecart relatif
SiO <sub>2</sub>	74.63%	0.09%	0%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.92	0.03%	0%
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.12%	0.19%	17%
FeO	2.32%	0.20%	9%
MgO	0.74%	0.03%	4%
CaO	1.61%	0.01%	0.5%
Na <sub>2</sub> O	3.59%	0.08%	2%
K <sub>2</sub> O	1.42%	0.01%	1%
TiO <sub>2</sub>	0.25%	0.00%	0%
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04%	0.00%	0%
CO <sub>2</sub>	0.84%	0.01%	1%
S	0.06%	0.00%	0%
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	0.83%	0.02%	2%
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.1 %	0.02%	20%

## Eléments mineurs

Cu	25 ppm	3 ppm	12%
Zn	62 ppm	2 ppm	3%
Mn	436 ppm	14 ppm	3%
Co	95 ppm	7 ppm	8%
Pb	1.8 ppm	3 ppm	16%
Cd **	0.24ppm	0.15 ppm	60%
Mo **	0.7 ppm	0.2 ppm	28%
Li	6.5 ppm	1.3 ppm	20%
V	9 ppm	3 ppm	33%
Cr	11 ppm	1 ppm	9%
Hg	24 ppb	1 ppb	4%
Au **	.05ppm	.02 ppm	20%
Ag	.21ppm	.08 ppm	40%
As **	.12ppm	.08 ppm	66%
Ba	221 ppm	19 ppm	9%
Sr	58 ppm	6 ppm	10%
Cs	1.0 ppm	.3 ppm	30%
Rb	42 ppm	1 ppm	2%

\* sur 21 échantillons répétitifs

\*\* sous la limite de détection

caractériser d'une façon générale le chimisme des "rhyolites" de Mil-lenbach. Nous croyons que la connaissance de l'ambiance géochimique primitive des gisements volcanogènes permettra une meilleure compréhension de la géochimie des "rhyolites" minéralisées.

#### 4.4.1 - Nomenclature

Nous avons déjà mentionné, lors de l'étude pétrographique, qu'il fallait utiliser avec précaution la nomenclature utilisée par le personnel de la mine, surtout dans le cas de la "rhyolite Amulet". Pour établir la nomenclature, nous reprenons la terminologie définie par Géli-nas et al. (1977):

Basalte	< 54% SiO <sub>2</sub>
Andésite	54-62% SiO <sub>2</sub>
Dacite	62-67% SiO <sub>2</sub>
Rhyodacite	67-71% SiO <sub>2</sub>
Rhyolite	> 71% SiO <sub>2</sub>

Près de 77% des échantillons de QFP sont de véritables rhyolites (figure 7). Par contre, l'hétérogénéité de la "rhyolite Amulet" est évidente: 30% de la "rhyolite Amulet" sont des dacites, 25% des andésites, les autres échantillons étant à peu près également répartis entre les basaltes, les rhyodacites et les rhyolites (13%). Il semble donc que la "rhyolite Amulet" soit en fait une roche plus mafique qu'on ne le pense généralement, la roche non-altérée tendant à être une andésite. Une partie de cette caractéristique peut s'expliquer par le fait que l'altération reliée à la minéralisation est plus intense et étendue dans la

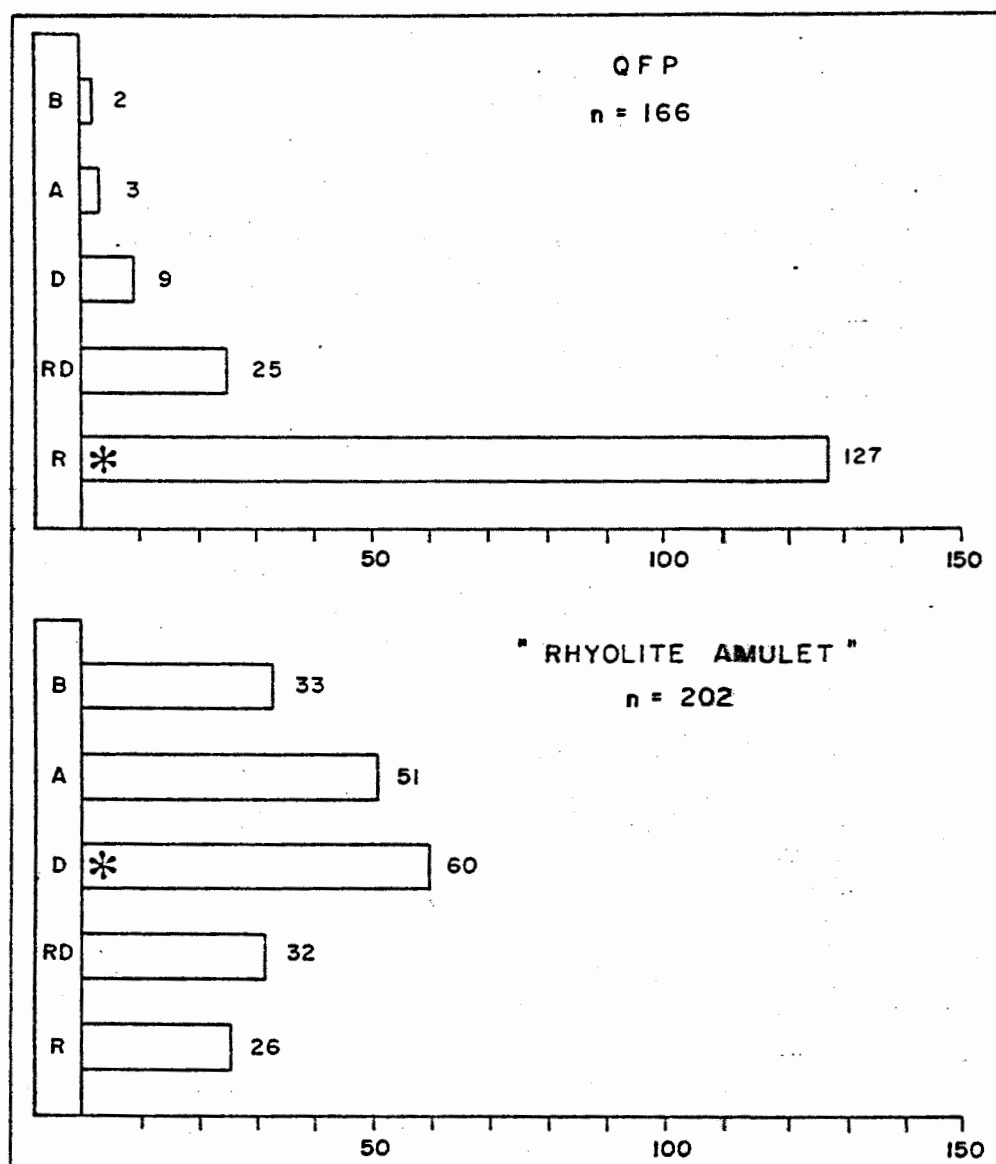


Figure 7 - Nomenclature comparée de QFP et de l'la "rhyolite Amulet" de cette étude.

B:basalte; A:andésite; D:dacite; RD:rhyodacite;

R:rhyolite; selon Gélinas et al., (1977).

\*: moyenne



"rhyolite" et le Fe est un des éléments participant à cette altération sous forme de chlorite. Nous pouvons vérifier cette hypothèse à la figure 8. Dans le cas du QFP, que ce soit près ou loin du gisement, ce sont à quelques exceptions près de véritables rhyolites et ces exceptions sont localisées près des contacts. Par contre, dans le cas de la "rhyolite Amulet", ce sont essentiellement des dacites loin du gisement. Quand on s'approche du gisement et que l'altération s'intensifie, les roches deviennent progressivement plus mafiques.

#### 4.4.2 - Caractéristiques des roches non-altérées

Afin de caractériser les roches non-altérées, nous allons considérer un groupe d'échantillons éloignés du gisement, à savoir ceux du trou D-116. Le diagramme  $(\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O})$  vs  $\text{SiO}_2$  (figure 9) montre que nos roches sont subalcalines. Les échantillons présentent sur le diagramme AFM (figure 10) une tendance à l'enrichissement en alcalis typique de l'affinité calco-alcaline, tout à fait compatible avec les conclusions obtenues pour la série calco-alcaline Dufault (Carignan, 1975, Gélinas et al., 1977), qui contient le gisement de Millenbach. Sur le diagramme AN-AB-OR (figure 11), les roches appartiennent normalement à la série sodique. Il faut aussi souligner le contenu anormalement bas en AN pour des roches calco-alcalines de l'Abitibi. Cette déficience en CaO est symptomatique des formations sous-jacentes aux niveaux porteurs de minéralisation même loin des gisements (Grasso, 1974, Gélinas et al., 1977). Le tétraèdre AN-AB-OR-QZ s'est déjà montré très utile pour différencier les rhyolites calco-alcalines (Carignan, 1975, Gélinas et al., 1977).

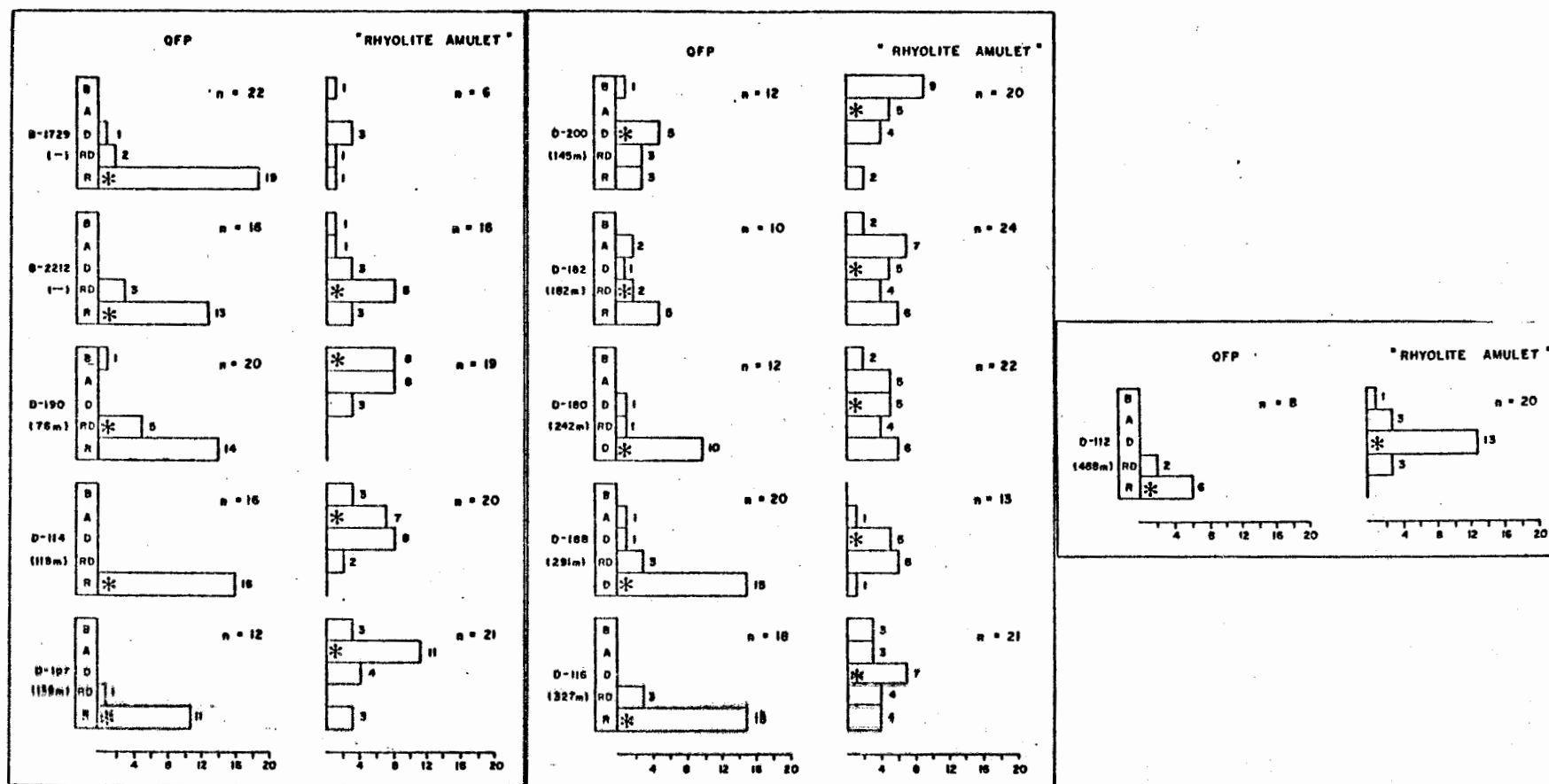


Figure 8 - Nomenclature comparée du QFP et de la "rhyolite Amulet" dans les différents trous de forage.

N.B.: La distance au centre de la cheminée d'altération pour chacun des trous est donnée entre parenthèses.

\* : moyenne

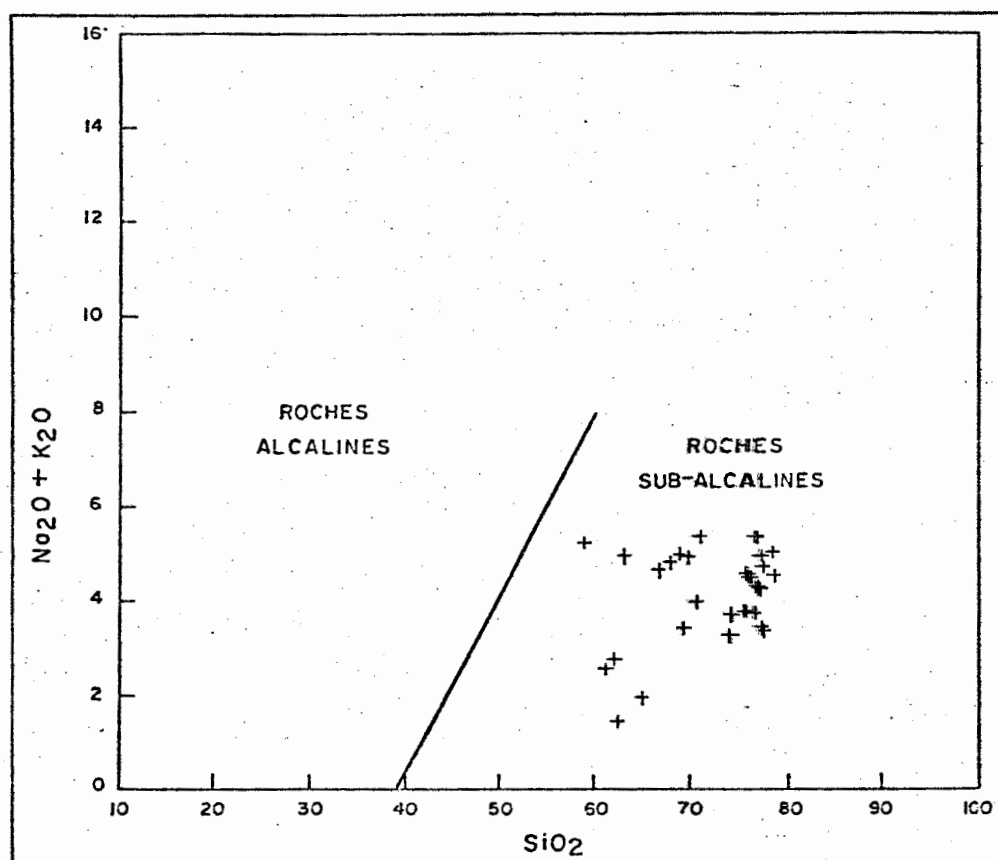


Figure 9 - Diagramme  $(\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O})$  vs  $\text{SiO}_2$  (% Poids)  
pour les échantillons du trou D-116,  
loin du gisement (~ 300 m).  
Courbe de MacDonald et Katsura (1964).

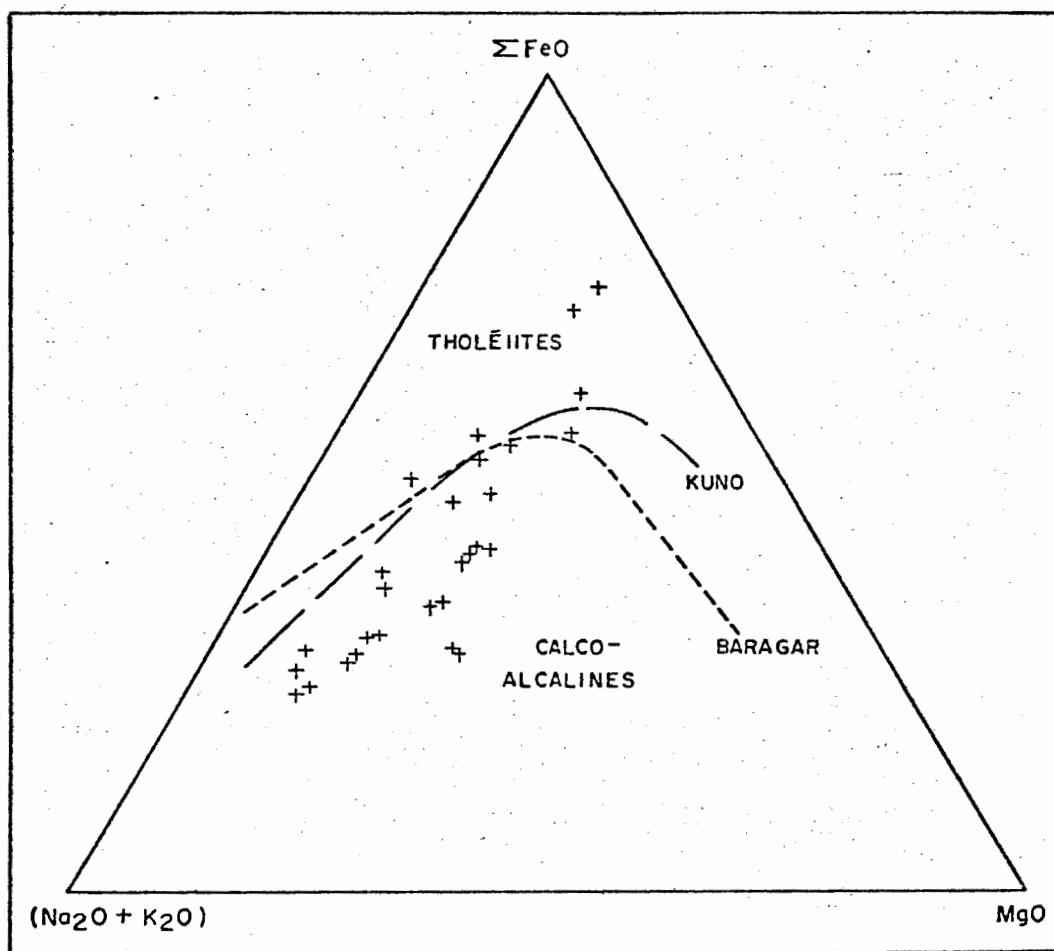


Figure 10 - Diagramme AFM:  $(\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}) - \text{FeO}^{\text{T}} - \text{MgO}$   
 (% Poids) pour les échantillons du trou D-116,  
 loin du gisement (~ 300 m).  
 Courbes de Kuno (1968) et Baragar (1968).

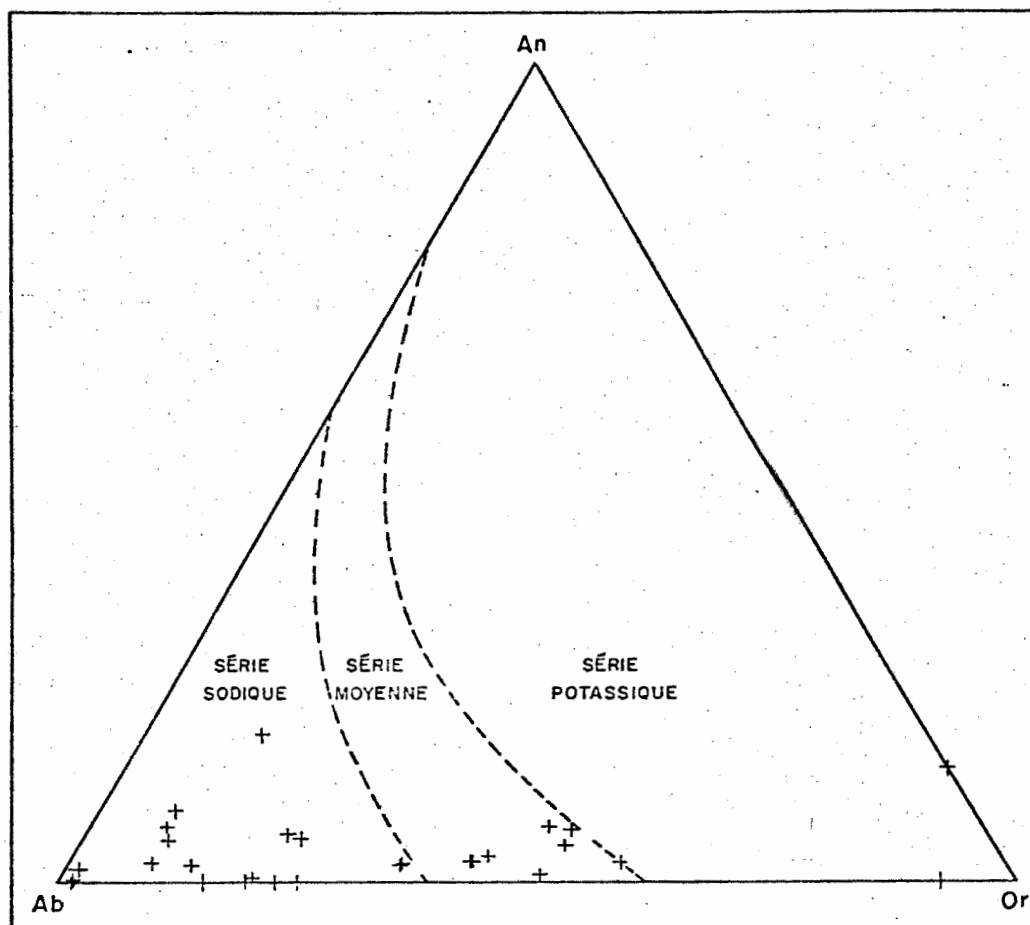


Figure 11 - Diagramme Anorthite (An) - Albite (Ab) - Orthose (Or)  
 (% Poids) pour les échantillons du trou D-116, loin  
 du gisement (~ 300 m).  
 Courbes de Baragar (1968).

Nos rhyolites se retrouvent toutes dans le champ de stabilité du quartz (figure 12), même pour  $P_{H_2O} = 0.5 \text{ Kb}$ , condition tout à fait réaliste pour nos roches. Cette observation peut paraître surprenante compte tenu du fait que généralement 95% des granites et rhyolites se retrouvent dans le domaine des plagioclases et que l'on en trouve que très rarement dans le volume du quartz. Cependant, les rhyolites de l'Abitibi ne suivent pas cette règle (Carignan, 1975, Gélinas et al., 1977). La faible calcicité du plagioclase ainsi que les basses teneurs en minéraux ferromagnésiens (< 20%) de nos rhyolites justifie l'utilisation du diagramme ternaire QZ-AB-OR (figure 13), système ternaire représentatif des minéraux felsiques. Nos roches sont appauvries en K et enrichies en Si par rapport à la moyenne des rhyolites mais tout à fait compatibles avec les rhyolites de l'Abitibi (Carignan, 1975, Gélinas et al., 1977).

#### 4.4.3 - Résumé

Sur les 368 échantillons analysés pour les éléments majeurs et 24 éléments mineurs, certains ont certes été affectés par l'altération reliée à la minéralisation. Mais afin de pouvoir caractériser cette altération, il est nécessaire de connaître le contexte géochimique global de ces roches. Le QFP est véritablement une rhyolite alors que la "rhyolite Amulet" est plutôt une dacite, altérée progressivement vers le gisement en membres de plus en plus mafiques. Les roches de l'environnement du gisement Millenbach sont sub-alcalines, d'affinité calco-alcaline, membres d'une série sodique, avec une déficience marquée en CaO. Nos rhyolites sont toutes dans le domaine de stabilité du quartz et, comme

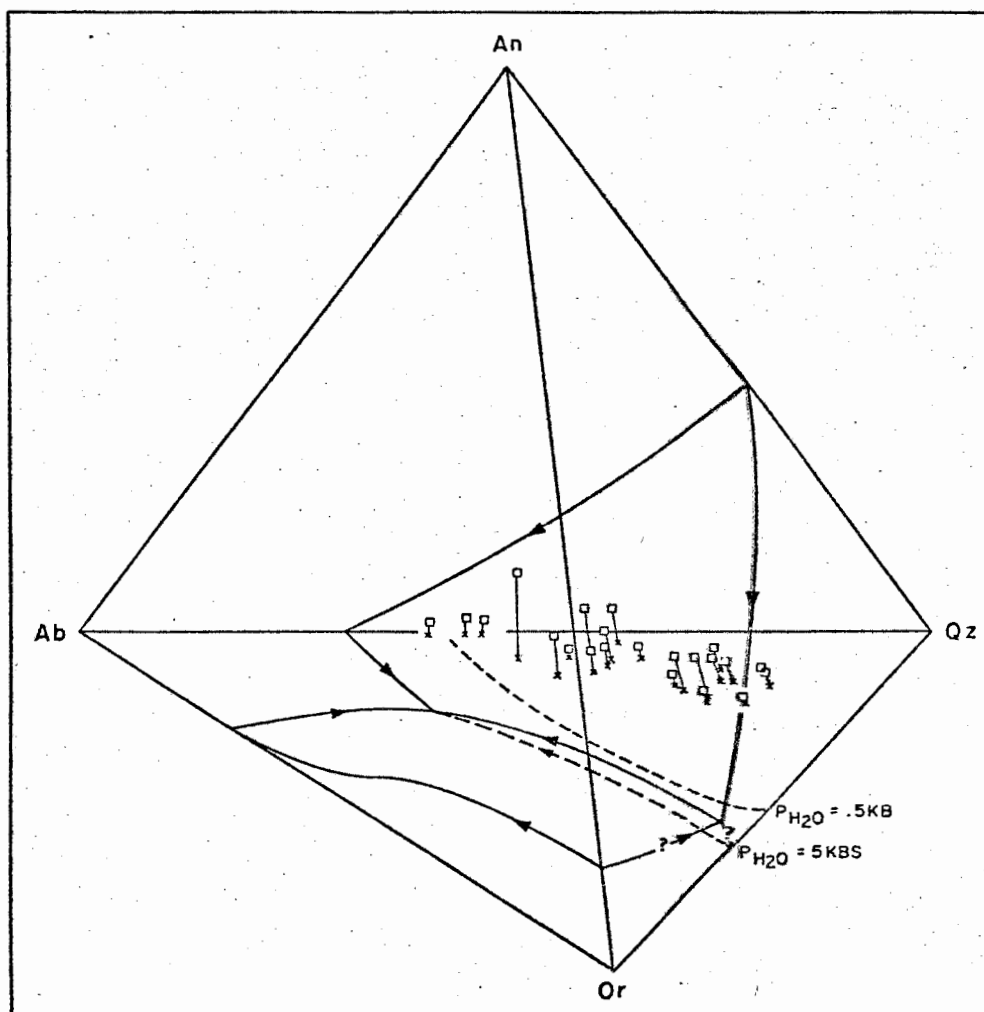


Figure 12 - Tétrahédre Anorthite (An) - Albite (Ab) - Orthose (Or) - Quartz (Qz) - (% Poids) pour les échantillons du trou D-116, loin du gisement (~ 300 m).

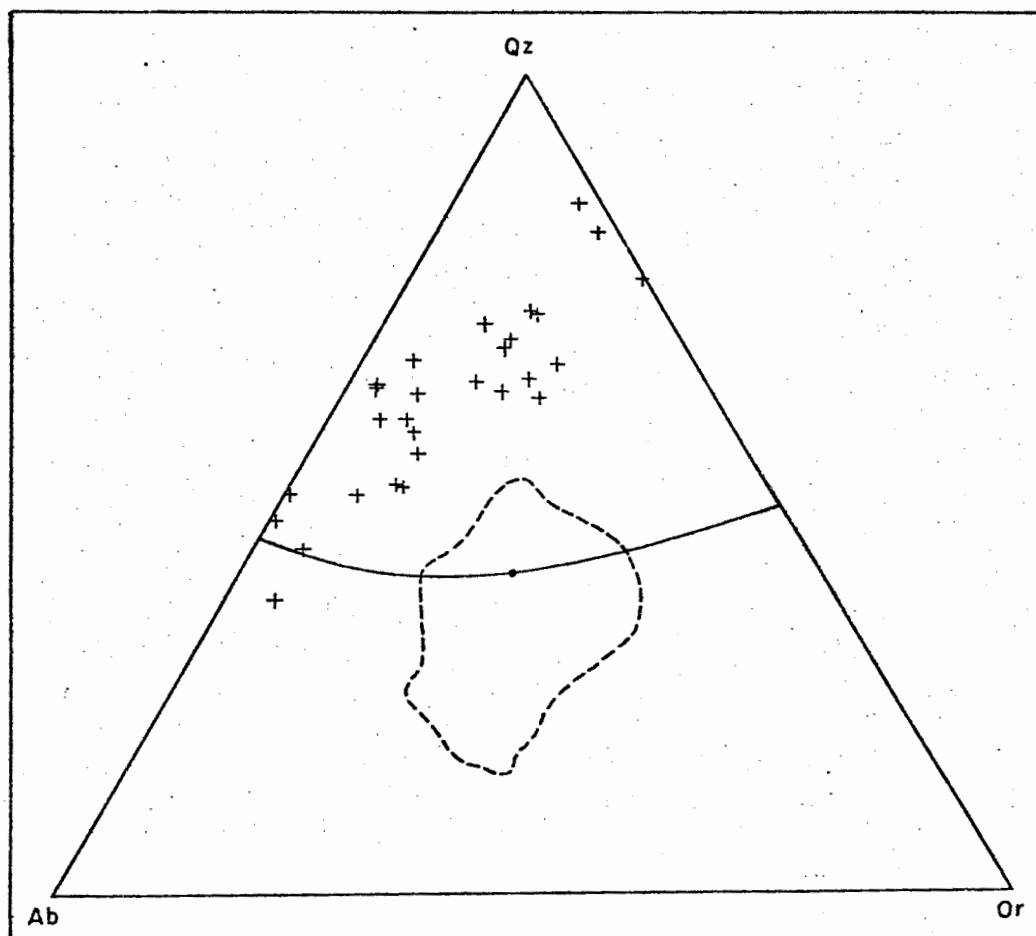


Figure 13 - Diagramme Quartz (Qz) - Albite (Ab) - Orthose (Or)  
 (% Poids) pour les échantillons du trou D-116,  
 loin du gisement (~ 300 m).

La composition moyenne, les champs de stabilité  
 et le point minimum sont tirés de Tuttle et  
 Bowen (1958).



toutes les rhyolites de l'Abitibi, elles montrent un enrichissement en Si et un appauvrissement en K par rapport à la moyenne générale des rhyolites.

## CHAPITRE 5

### DISTRIBUTION ET VARIATION DES ELEMENTS

#### 5.1 - Généralités

Quelques travaux de recherche sur la distribution zonale des métaux et les halos d'altération ont révélé que plusieurs paramètres devaient être pris en considération, tels épaisseur, structure, altération, paléotopographie, sulfures massifs ou en veinules, etc..

Ces travaux avaient pour but d'ajouter des paramètres supplémentaires à des programmes systématiques de forage basés sur des principes de formation des gisements, des caractéristiques structurales contrôlant la localisation et la grosseur des gisements et la connaissance des meilleurs horizons stratigraphiques.

En vue d'élargir la cible de forage, on a recherché des éléments indicateurs, distribués en auréoles autour du gisement à cause de réactions chimiques, de métamorphisme thermique ou d'addition d'éléments provenant des solutions minéralisatrices. Ces auréoles sont marquées par des zones d'altération en chlorite ou séricite, et plus spécifiquement l'altération "dalmatianite" bien connue.

L'altération de la roche encaissante et la dispersion primaire des éléments majeurs et en traces se sont avérées des outils utiles pour l'exploration à l'échelle régionale. Mais à l'échelle du gisement, il est apparu difficile d'identifier par une méthode simple et économique un ou plusieurs éléments capables d'indiquer la proximité du minerai et

de trouver des éléments dont la concentration changeait progressivement vers le gisement.

Le but ultime du projet "Fumerolles" est de permettre une meilleure compréhension de l'environnement géochimique immédiat et proximal des gisements de sulfures massifs du Nord-Ouest québécois.

## 5.2 - Travaux antérieurs

De nombreux travaux de géochimie régionale ont été entrepris au cours des dix dernières années. Ces études visaient deux buts: d'abord déterminer l'affinité chimique des niveaux porteurs de minéralisation; puis, déterminer des éléments indicateurs. Nous énumérerons quelques conclusions-types de ces études (Tableau 12):

### Davenport et Nichol (1971)

- 1.- Le contenu en Zn, Cu, Sn et possiblement Ag, des gisements est directement relié à la composition des exhalaisons volcaniques à partir desquelles ils se sont formés.  
Le Pb et Co lui sont partiellement reliés alors que le Ni ne l'est absolument pas.
- 2.- Les roches volcaniques felsiques associées aux gisements ont des contenus en Zn et  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  plus élevés, mais moins élevés en  $\text{K}_2\text{O}$ , Mn, Cu, Co, Ni, V, Cr.
- 3.- Zn pourrait constituer un élément indicateur de minéralisation ou du moins de régions favorables à la minéralisation.

Tableau 12

Principales conclusions quant à la variation des éléments au niveau régional

Source	Enrichissement	Déficiencia	Remarques
Davenport et Nichol (1971)	<u>Zn</u> , $\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{K}_2\text{O}$ , Mn, Cu, Co, Ni, V, Cr	Caractère potassique Affinité calco-alcaline
Carignan (1972)			
Descarreux (1973)	<u>Mg</u> , K, S, Cu, Zn	Na	
Bennett et Rose (1973)	$\text{MgO}$ , $\text{K}_2\text{O}$	$(\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O})$	
Grasso (1974)	Fe, Cu, Zn, Mn, $\text{H}_2\text{O}$	Ca	Affinité calco-alcaline
Cameron (1974)	S		
Carignan (1975)	S, $\text{FeO}$ , <u><math>\text{K}_2\text{O}</math></u> , <u><math>\text{H}_2\text{O}</math></u> , $\text{MgO}$	$\text{Na}_2\text{O}$ , $(\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O})$	

### Carignan (1972)

Le diagramme An-Ab-Or est diagnostique et montre une forte corrélation entre les roches minéralisées et le caractère potassique.

### Descarreux (1973)

- 1.- Les gisements volcanogènes de Cu-Zn se rencontrent dans des roches calco-alcalines acides.
- 2.- Le Mg est pour la prospection le meilleur élément indicateur avec un enrichissement intense et de grande envergure.
- 3.- A l'approche des gîtes, on note un appauvrissement de plus en plus marqué en Na et un enrichissement en K, surtout pour les gisements zincifères.
- 4.- Le contenu en S, Cu, Zn augmente également.

### Bennett et Rose (1973)

- 1.- Les rhyolites associées aux gisements sont potassiques, mais ont une quantité inférieure d'alcalis.
- 2.- Leur contenu en MgO est aussi supérieur.

### Grasso (1974)

- 1.- Il existe une forte corrélation entre les zones minéralisées et une déficience en Ca de ces roches.
- 2.- On note cependant un enrichissement en Fe, Cu, Zn, Mn et H<sub>2</sub>O.

### Cameron (1974)

Les roches associées aux gisements ont des concentrations de S plus élevées

et ceci est d'autant plus vrai pour les roches volcaniques acides.

### Carignan (1975)

- 1.- La majeure partie des minéralisations est associée aux séries calco-alcalines.
- 2.- Les rhyolites minéralisées ont un caractère potassique mais leur contenu total en alcalis est faible, déficience corrélée avec le contenu en  $H_2O$ , donc au degré d'altération.
- 3.- L'utilisation de techniques statistiques plus raffinées, comme l'analyse des correspondances, a permis de montrer que la division entre rhyolites minéralisées et non-minéralisées implique le S,  $FeO$ ,  $K_2O$ ,  $H_2O$  et  $MgO$  (qui augmentent) d'un côté et  $Na_2O$  (qui diminue) de l'autre.

Plusieurs travaux de géochimie locale ont aussi été entrepris au pourtour immédiat des gisements volcanogènes. Nous donnerons les principales conclusions de ces études en commençant par celui qui fut vraiment l'initiateur de telles recherches (Tableau 13):

### Riddell (1952) - Région de Noranda

- 1.- La chloritisation et la pyritisation sont des indicateurs de la proximité des gisements de la région de Noranda.
- 2.- Cette altération s'accompagne d'une diminution en  $SiO_2$ ,  $Na_2O$ ,  $Li_2O$ ,  $CaO$ ,  $CO_2$ ,  $Al_2O_3$ ,  $TiO_2$  et une augmentation en  $Fe^{+3}$ ,  $Fe^{+2}$ ,  $Mg$ ,  $Cu$ ,  $H_2O$  et S.

Tableau 13

Principales conclusions quant à la variation des éléments au niveau local

Source	Enrichissement	Déficiencia	Remarques
Riddell (1952)	FeO, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , MgO, Cu, H <sub>2</sub> O, S	SiO <sub>2</sub> , Na <sub>2</sub> O, Li <sub>2</sub> O, CaO, CO <sub>2</sub>	Chloritisation, pyritisation
Lickus (1965)	Zn, Pb, Ag, Sn, FeO <sup>T</sup> , MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , TiO <sub>2</sub>	
Sakrison (1966)	Cu, Zn, Sn, Pb, Ca, Fe, Mn, Mg	Na <sub>2</sub> O, CaO, K <sub>2</sub> O	Fe, S dans cheminée
Gjelsvik (1968)	Mg, K	Na, Ca	
Nilsson (1968)	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , TiO <sub>2</sub> , MgO, K <sub>2</sub> O, H <sub>2</sub> O, S, F	Na, Ca, Si, Al	
Boyle (1974)	K <sub>2</sub> O/Na <sub>2</sub> O, SiO <sub>2</sub> /CO <sub>2</sub> , SiO <sub>2</sub> /(H <sub>2</sub> O+CO <sub>2</sub> +S)?	Na O, CaO, Fe <sup>T</sup>	
Spitz et Darling (1973)	MgO, S, K <sub>2</sub> O		
Whitehead et Govett (1974)	Pb, Zn		Cu, Zn dans cheminée
Koo et Moosman (1975)	FeO, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , Mg, CaO, CO <sub>2</sub> , H <sub>2</sub> O	SiO <sub>2</sub> , (Na <sub>2</sub> O+K <sub>2</sub> O), Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
Franklin et al., 1975	FeO, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , MnO, MgO, CO <sub>2</sub> , S	CaO, Na <sub>2</sub> O	
Thurlow et al., 1975	Cu, Pb, Zn, Ag, Fe, Mg	Ba, Ca, Sr	

Lickus (1965) - Vauze, près de Noranda

- 1.- Le Zn montre une anomalie qui s'étend à plus de 400 pieds (~ 130 m) du gisement.
- 2.- Le Pb, Ag et Sn ont des anomalies plus restreintes.
- 3.-  $\text{FeO}^T$  et  $\text{MgO}$  sont ajoutés dans la cheminée d'altération.
- 4.-  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{CaO}$  et  $\text{K}_2\text{O}$  diminuent vers le minerai.

Sakrison (1966) - Norbec, près de Noranda

- 1.- Addition de Cu, Zn, Sn, Pb, Co, Fe, Mn, Mg.
- 2.- Soustraction de Na, Ca.
- 3.- Addition de Zn, Cd et Pb dans le tuf chertoux près du gisement.

Gjelsvik (1968) - Norvège

- 1.- Dans les roches sous-jacentes, on observe un fort lessivage de Na, un lessivage moyen de Ca, un faible lessivage de Si, Al, une addition de Mg et possiblement de K.
- 2.- Dans la cheminée d'altération: addition de Fe, S, K  
perte de Na, Ca, Al, Si

Nilsson (1968) - Boliden, Suède

- 1.- Addition de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ , S, F
- 2.- Perte de  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Fe}^T$ .

Boyle (1974) - Bathurst, N.B.

- 1.-  $\text{K}_2\text{O}/\text{Na}_2\text{O}$  et  $\text{SiO}_2/\text{CO}_2$  augmentent vers le gisement.
- 2.-  $\text{SiO}_2/(\text{H}_2\text{O}+\text{CO}_2+\text{S})$  augmente d'une façon erratique.



Spitz et Darling (1973) - Louvem, Qué.

De l'intérieur vers l'extérieur, l'on a noté une zone de chloritisation avec une augmentation de  $MgO$ , une zone de pyritisation avec le  $S$  et une zone de séricitisation avec  $K_2O$ .

Whitehead et Govett (1974) - Heath Steele, N.B.

Le  $Pb$  et le  $Zn$  peuvent être utilisés comme variables utiles pour distinguer les halos du bruit de fond.

Koo et Moosman (1975) - Flin Flon, Manitoba

- 1.- Les roches minéralisées sont appauvries en  $SiO_2$ ,  $(Na_2O+K_2O)$ ,  $Al_2O_3$ .
- 2.- Elles sont enrichies en  $(FeO+Fe_2O_3)$ ,  $MgO$ ,  $CaO$ ,  $CO_2$  et/ou  $H_2O$ .

Franklin et al. (1975) - Mattabi, Ontario

- 1.- Gain en  $FeO$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $MnO$ ,  $(MgO, CO_2, S)$ .
- 2.- Perte en  $CaO$  et  $Na_2O$ .
- 3.-  $Cu$ ,  $Zn$  sont concentrés dans la portion centrale de la cheminée d'altération.

Thurlow et al. (1975) - Buchans, T.N.

Les éléments indicateurs sont  $Cu(+)$ ,  $Pb(+)$ ,  $Zn(+)$ ,  $Ag(+)$ ,  $Fe(+)$ ,  $Mg(+)$ ,  $Ca(-)$ ,  $Sr(-)$ ,  $Ba(-)$ .

En conclusion, ces travaux avaient pour but de rechercher un ou des éléments indicateurs, mais à la lecture des résultats, l'on constate

que les roches minéralisées sont tantôt appauvries, tantôt enrichies en tel ou tel élément. Les différences de comportement d'un élément sont directement fonction de l'ambiance géochimique globale. Jamais dans ces études il n'a été tenté une approche multivariable, ni une association des variations à une estimation quantitative de la proximité à un gisement.

C'est ce que nous allons tenter de faire dans la suite de cette étude en replaçant toute variation d'un ou plusieurs éléments dans son contexte géochimique et en utilisant une approche géostatistique multivariable pour juger de la proximité d'un gisement.

### 5.3 - Distribution des éléments

Les histogrammes de chacun des éléments majeurs et mineurs sont donnés à la figure 14 pour les 368 échantillons à notre disposition. Dans le cas des éléments mineurs, les histogrammes ont été tracés après transformation logarithmique des données en ppm, puisqu'on reconnaît généralement une distribution lognormale pour ces éléments, à la suite des travaux de Ahrens (1953, 1954a, 1954b, 1957). Un rapide coup d'oeil permet des constatations intéressantes:

1. Certaines distributions sont vraiment bimodales (ex.:  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ).
2. Certaines distributions sont déformées avec "skewness" positives quand la queue de la distribution est du côté des hautes valeurs (ex.:  $\text{FeO}$ ) ou négatives quand la queue est du côté des basses valeurs (ex.:  $\text{Co}$ ). Ces déformations sont probablement reliées à l'altération et souvent

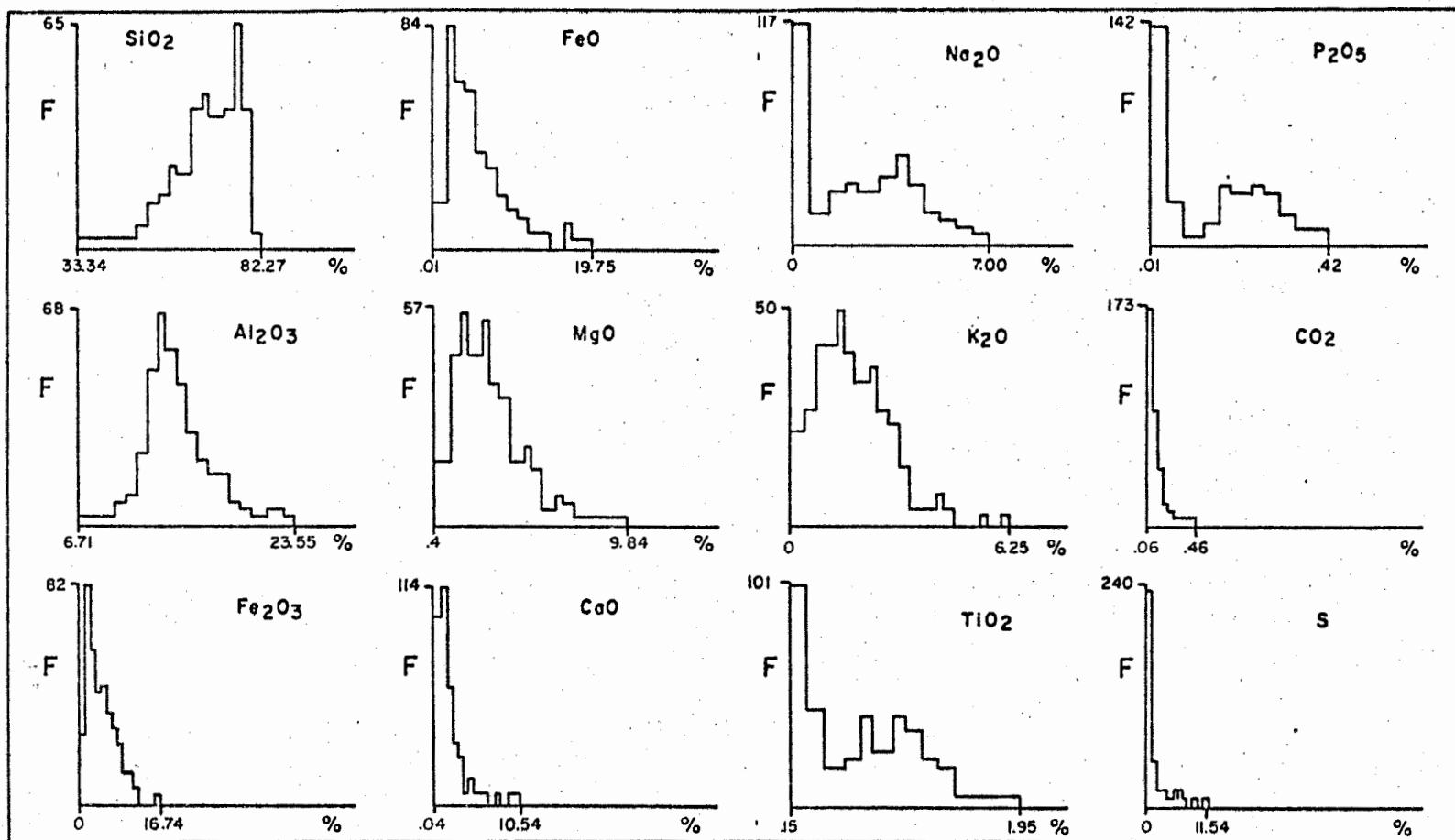


Figure 14 - Histogramme des divers éléments. Dans le cas des éléments majeurs, les valeurs considérées sont les % Poids. Pour les éléments mineurs, ce sont les logarithmes naturels des données en ppm.

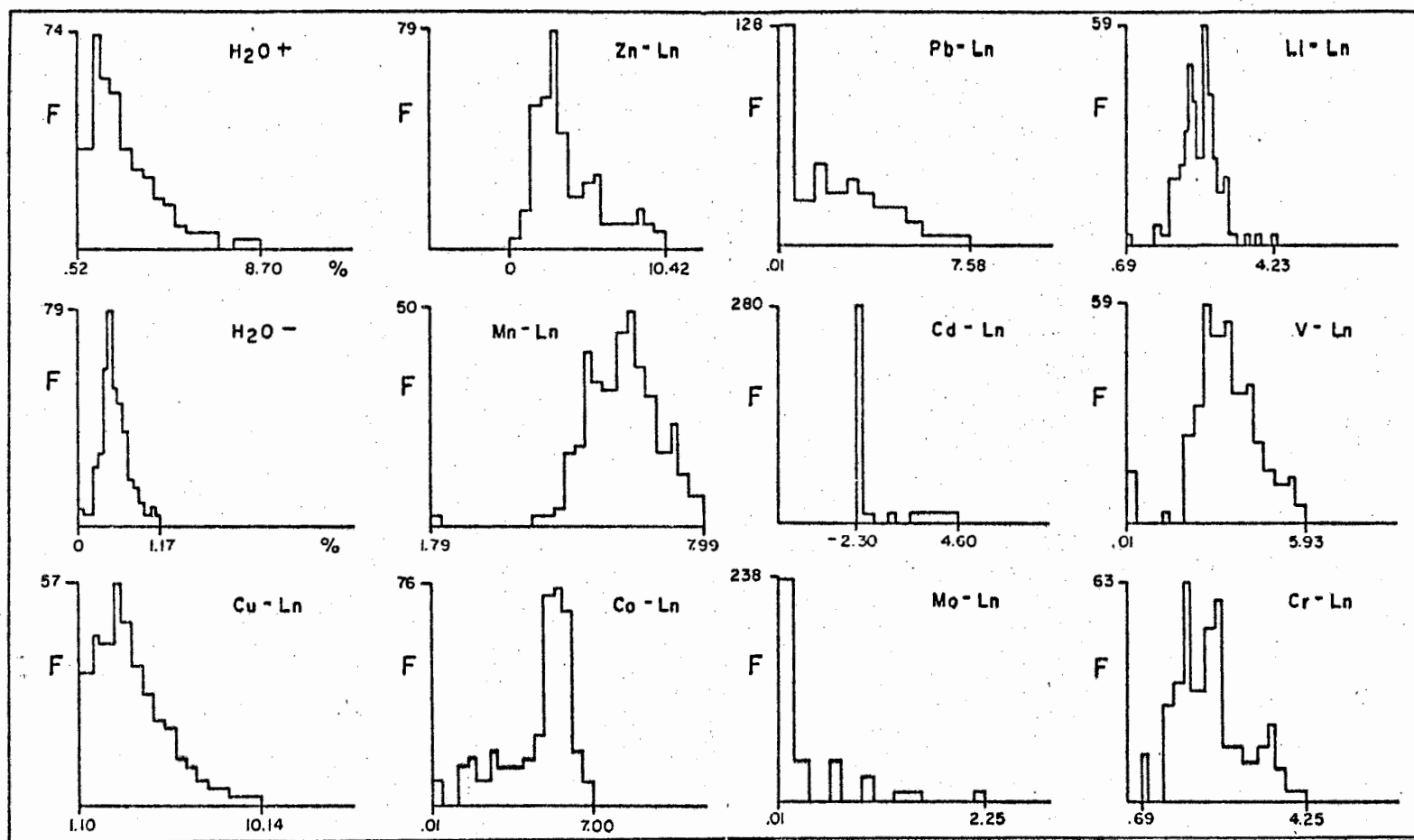


Figure 14 - (suite 1)

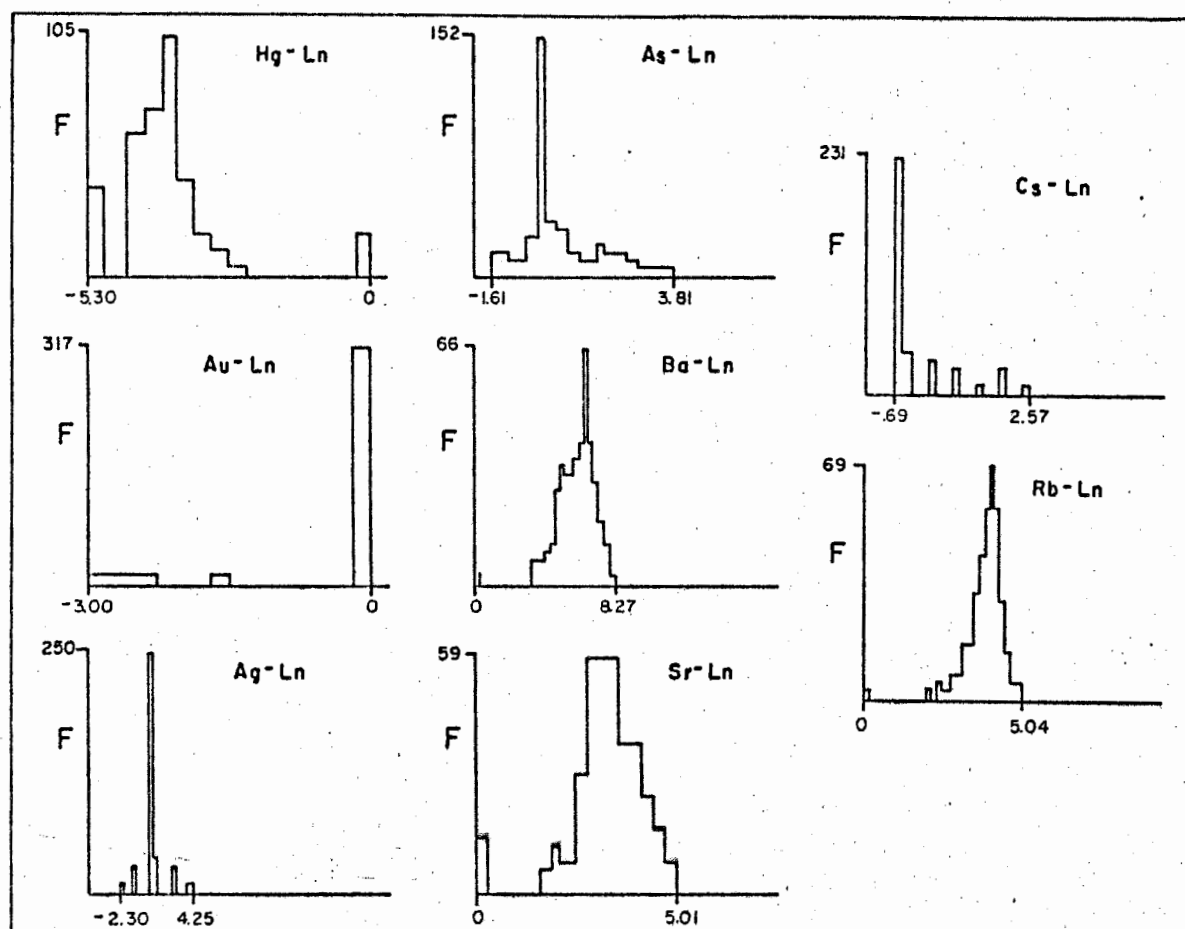


Figure 14 - (suite 2)

elles ont pour effet d'ajouter un mode à la distribution originale (ex.:  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{TiO}_2$ )

3. Dans le cas des éléments mineurs, l'altération (ou la minéralisation) semble avoir pour effet d'ajouter des valeurs extrêmes, ce qui a pour effet d'étirer la distribution (ex.:  $\text{Cu}$ ,  $\text{Zn}$ ,  $\text{Pb}$ ,  $\text{As}$ )
4. Les éléments non-métalliques ont tendance à avoir des distributions beaucoup plus régulières, près de lognormales (ex.:  $\text{Rb}$ ,  $\text{Sr}$ ,  $\text{Ba}$ ,  $\text{V}$ )

#### 5.4 - Variations des éléments près et loin du gisement

Dans un premier temps (suivant la première campagne d'échantillonnage), les échantillons ont été regroupés en deux groupes: l'un pour les échantillons près (<90 m) du gisement regroupait les trous D-190, B-1729, B-1726; l'autre pour les échantillons loin (100-270 m) du gisement regroupait les trous D-116 et B-2212. Les résultats détaillés de cette étude préliminaire sont donnés à l'Appendice V et un résumé est fourni au Tableau 14.

Les concentrations moyennes des divers groupes, définis en fonction du type de roche et de la distance, sont données au Tableau 15.

Dans le cas des éléments majeurs,  $\text{CO}_2$  et  $\text{S}$  donnent des valeurs erratiques selon la présence visible de carbonates ou de sulfures.  $\text{TiO}_2$  et  $\text{P}_2\text{O}_5$  varient essentiellement en fonction du type de roche.  $\text{Al}_2\text{O}_3$  a un comportement paradoxal. On peut noter un enrichissement marqué près de la cheminée et plus étendu dans la rhyolite pour  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$  et  $\text{H}_2\text{O}^+$ . Cet enrichissement est graduel pour  $\text{FeO}$  et  $\text{H}_2\text{O}$  en fonction de la distance. Par contre,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  présentent une déficience mar-

Tableau 14

Variations des éléments près (&lt; 90m) et loin (100-170 m) du gisement

ELEMENT	"QFP"				"RHYOLITE AMULET"			
	+	distance (m)	-	distance (m)	+	distance (m)	-	distance (m)
Si			marqué	30			marqué	30
			faible	100			faible	100
Al			graduel		+			
Fe <sup>+3</sup>	marqué	30			+	100		
Fe <sup>+2</sup>	graduel	30			graduel	30		
Mg	marqué	30			marqué	100		
Ca			graduel					
Na			marqué	30			marqué	100
K	marqué	30			marqué	30		
(H <sub>2</sub> O <sup>+</sup> )	+	30			graduel	100		
Cu	marqué	30			marqué	100		
Zn	marqué	30			marqué	100		
Mn					faible			
Pb	+	30			+	30		
Cd	marqué	30			marqué	100		
Mo			-		+			
Li			-	100	+	100		
V			-		+			
Cr			-		+			
Hg	+							
Ag	+	30			+	30		
As	+				+			
Ba			-				-	
Cs			-	30			-	100

Tableau 15

## Concentrations moyennes - Phase I

	$\Sigma SiO_2$	$\Sigma Al_2O_3$	$\Sigma Fe_2O_3$	$\Sigma FeO$	$\Sigma MgO$	$\Sigma CaO$		
QFP-près	73.2	11.2	2.60	2.57	1.78	0.47		
QFP-loin	74.6	11.9	1.77	1.79	1.79	0.78		
Variation	-	-	+	+	X	-		
RHYO-près	58.5	14.1	4.67	7.61	4.41	0.72		
RHYO-loin	66.7	13.0	3.62	4.01	2.49	1.25		
Variation	-	+	+	+	+	-		
	$\Sigma Na_2O$	$\Sigma K_2O$	$\Sigma TiO_2$	$\Sigma P_2O_5$	$\Sigma CO_2$	$\Sigma S$		
QFP-près	1.64	1.89	0.29	0.03	0.45	1.16		
QFP-loin	2.66	1.65	0.35	0.03	0.40	0.19		
Variation	-	+	-	X	X	+		
RHYO-près	0.93	1.84	1.12	0.23	0.46	0.77		
RHYO-loin	3.15	1.35	0.83	0.17	0.45	0.56		
Variation	-	+	+	+	X	+		
	$\Sigma H_2O^+$	$\Sigma H_2O^-$	Cu	Zn	Mn	Ni	Co	
QFP-près	1.87	0.31	1597	1754	211	1	9	
QFP-loin	1.49	0.25	42	104	306	19	6	
Variation	+	+	+	+	-	-	+	
RHYO-près	4.34	0.40	501	538	686	0	14	
RHYO-loin	1.97	0.26	163	689	583	4	11	
Variation	+	+	+	-	+	X	+	
	Pb	Bi	Cd	Mo	Li	V	Cr	Hg
QFP-près	37	0	6	1.3	10.6	19	8	.05
QFP-loin	7	0	1	1.8	11.0	34	12	.02
Variation	+	X	+	-	-	-	-	+
RHYO-près	16	0	1	1.5	16.2	27	8	.03
RHYO-loin	29	0	5	1.8	11.2	23	5	.02
Variation	-	X	-	-	+	+	+	X
	Au	Ag	Sb	Sn	W	As	U	Ba
QFP-près	0	2.5	0	0	19	1.1	0	29
QFP-loin	0	0.1	0	0	0	1.2	0	201
Variation	X	+	X	X	+	X	X	-
RHYO-près	0	3	0	0	0	1.9	0	124
RHYO-loin	0	9	0	0	2	1.0	0	97
Variation	X	-	X	X	-	+	X	+
	Sr	Cs	Rb					
QFP-près	19	1.6	60					
QFP-loin	22	2.4	53					
Variation	-	-	+					
RHYO-près	28	1.9	75					
RHYO-loin	28	1.3	97					
Variation	X	+	-					



quée près de la cheminée, graduelle dans le cas du CaO. Comme prévu, les altérations se manifestent avec une distribution plus étendue dans la "rhyolite" (85 m) que dans le QFP (35 m).

Dans le cas des éléments mineurs, certains étaient inutilisables parce que leur contenu était sous la limite de détection: Bi, Sb, Sn, U, Au, Ni. De plus, le W était relié à une contamination lors de la préparation (broyeur à anneaux). Le comportement des éléments mineurs se résume par une anomalie positive en Cu, Zn, Mn, Co, Pb, Cd, Hg, Ag, As, et une anomalie négative en Li, V, Ba. Le Cu et le Zn ont un enrichissement marqué près du gisement avec des valeurs extrêmes isolées en rapport avec les sulfures visibles, mais en général le halo est franc. Le Pb et l'Ag ont des anomalies très restreintes à la minéralisation et le Cd suit le Zn.

En général, la dispersion est de l'ordre de 35 m en dehors de la cheminée pour le QFP et de 70 m dans la rhyolite. Des anomalies prometteuses se trouvent pour le Li, le V, le Cr et le Ba dans le QFP avec des dispersions possibles dépassant les 130 m, alors que les anomalies positives des éléments métalliques sont beaucoup plus restreintes.

Un deuxième traitement de données a pris en considération les échantillons des deux campagnes d'échantillonnages, soit 368 échantillons, pour couvrir plus également toute la superficie autour du gisement dans un rayon de quelques mètres à plus de 250 mètres. Le fichier complet des valeurs moyennes par type de roches dans chacun des trous de forage et pour chacun des éléments majeurs est donné en Appendice VI. Afin de pouvoir relier toute variation en fonction de la proximité au gisement, nous fournissons un plan de localisation de ces valeurs moyennes (fig. 15

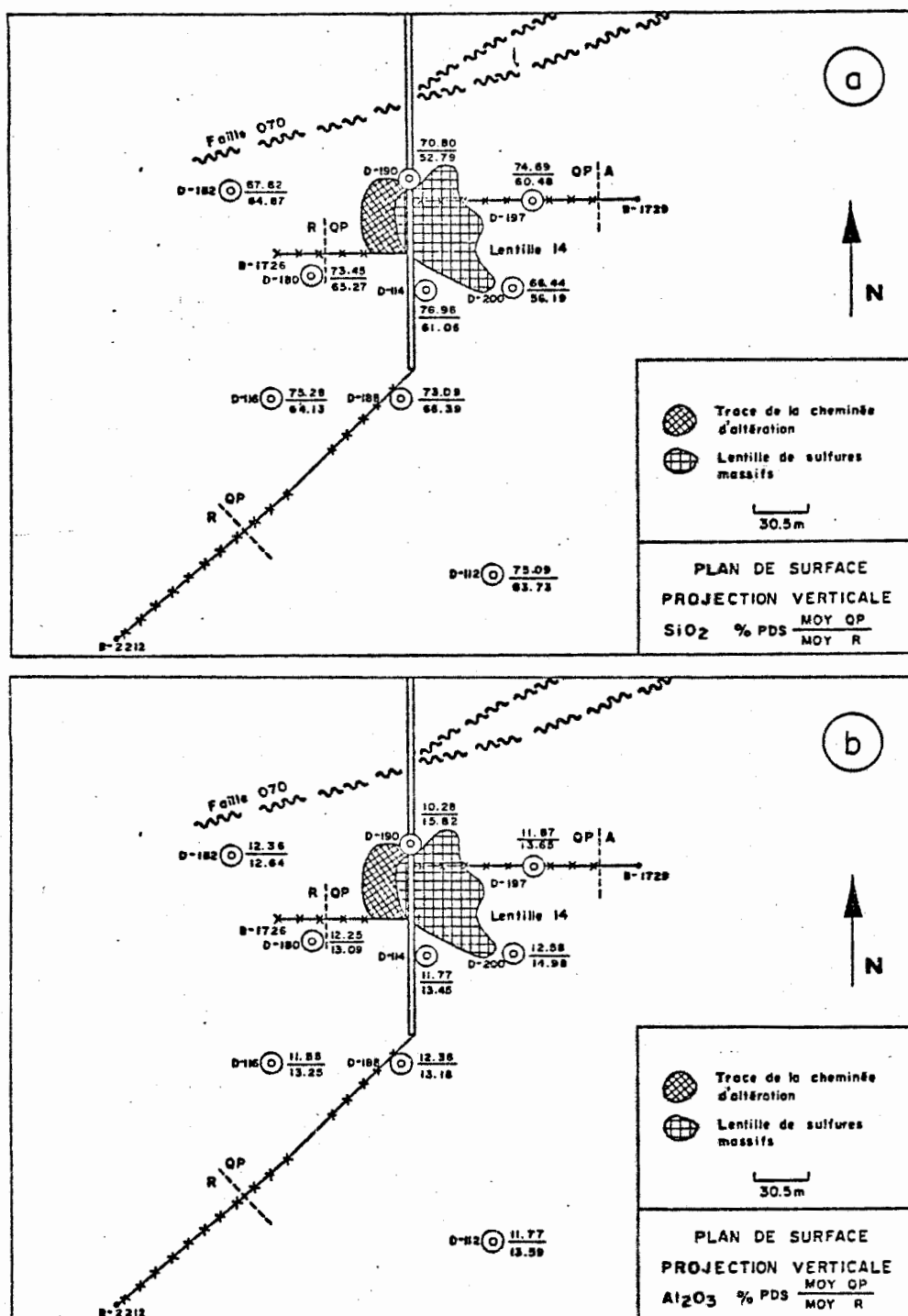


Figure 15 - % Poids  $\frac{\text{moy. QFP}}{\text{moy. rhyo.}}$  pour les différents trous de forage.

a) SiO<sub>2</sub>

b) Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

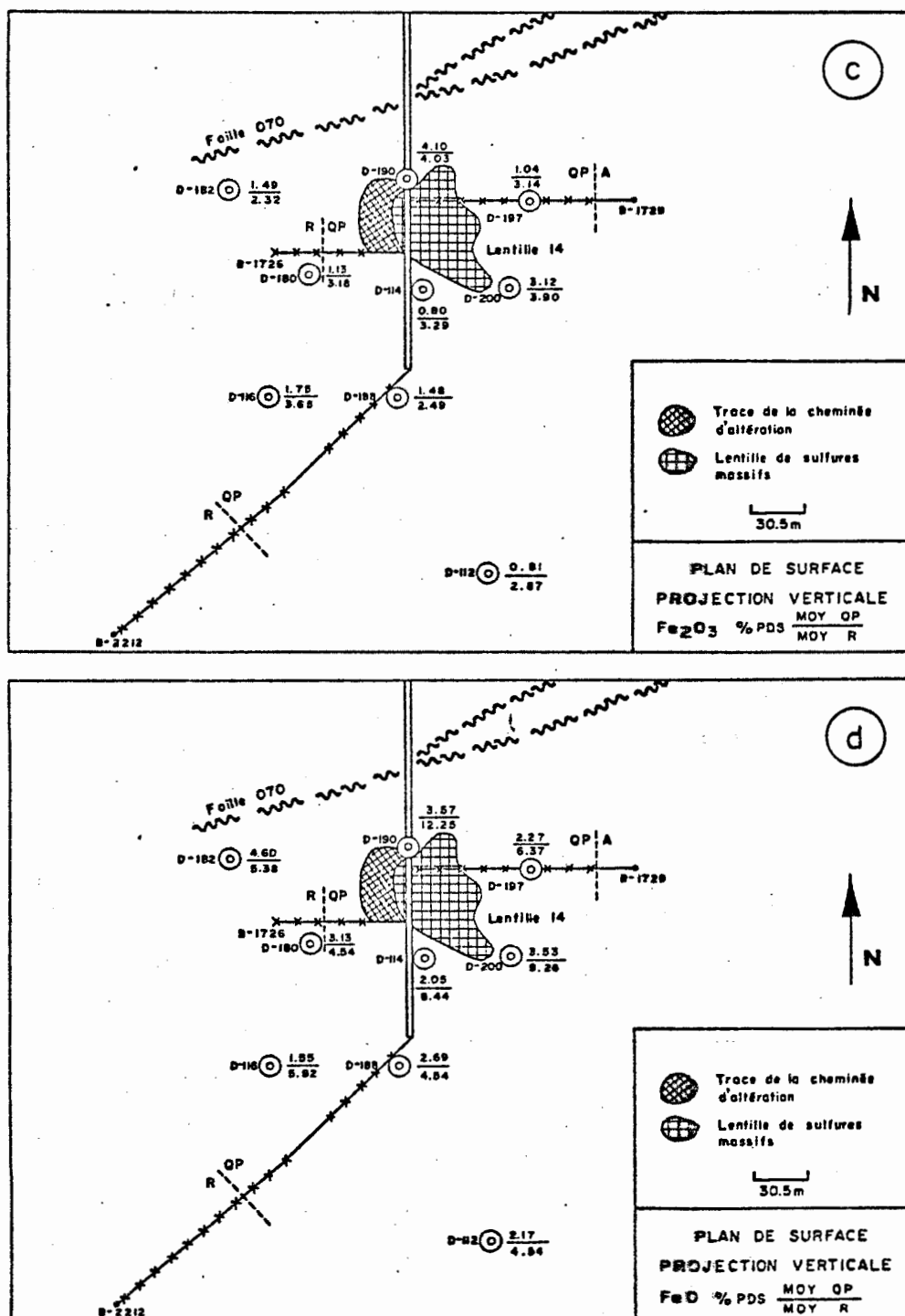


Figure 15 - % Poids  $\frac{\text{moy. QFP}}{\text{moy. rhyo.}}$  pour les différents trous de forage.

c) Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

d) FeO

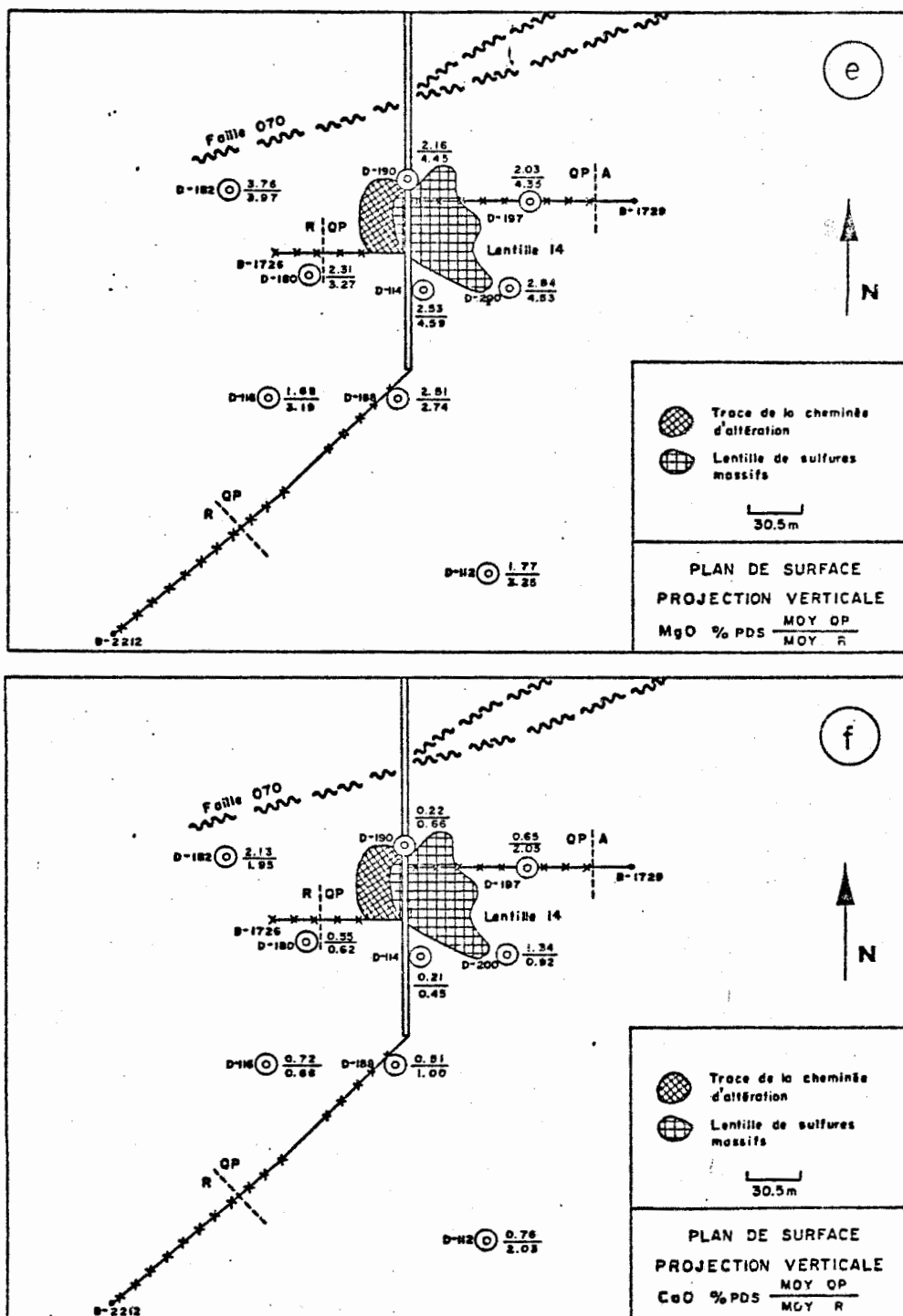


Figure 15 - % Poids  $\frac{\text{moy. QFP}}{\text{moy. rhyo.}}$  pour les différents trous de forage.

e) MgO

f) CaO

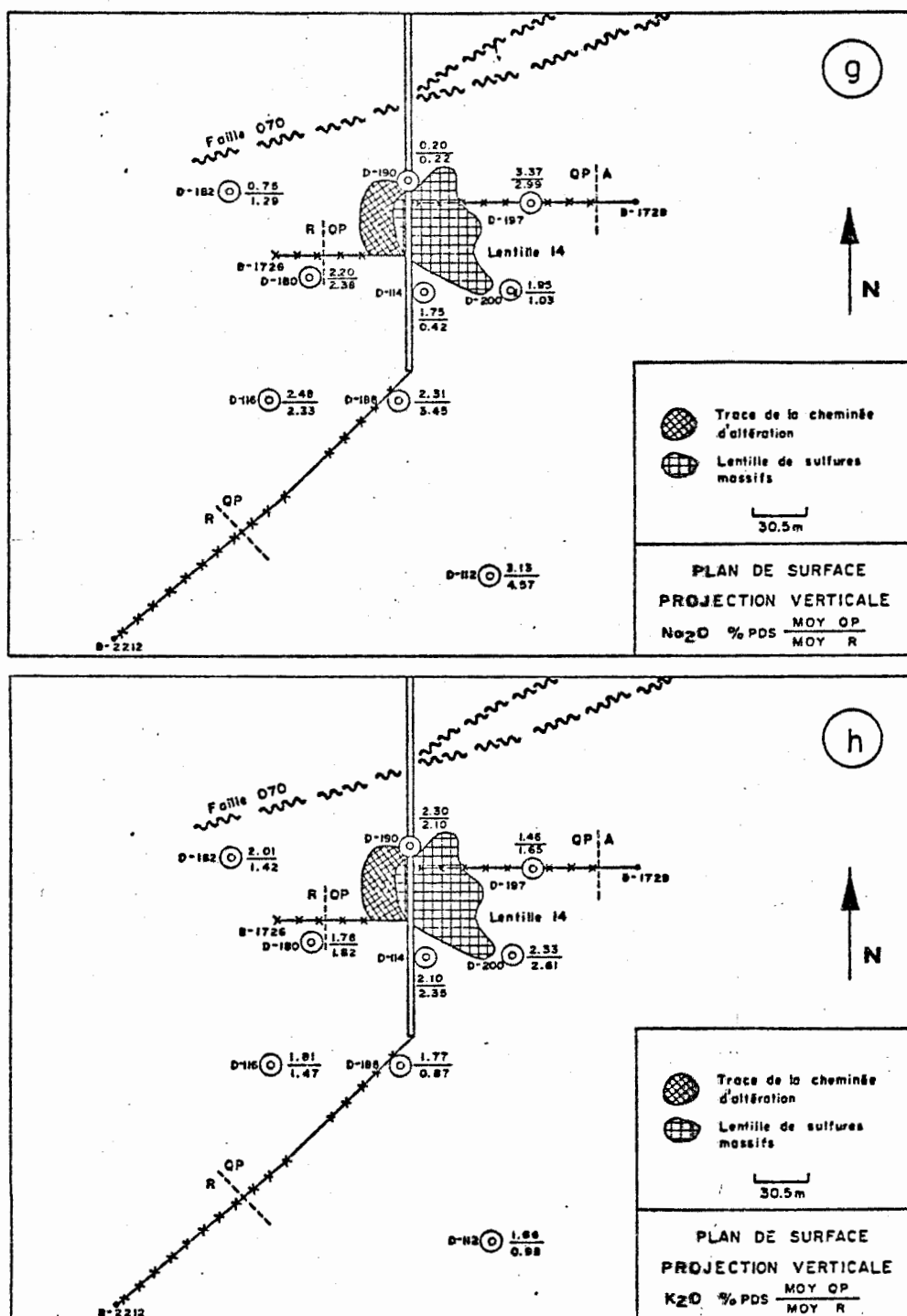


Figure 15 - % Poids  $\frac{\text{moy. QFP}}{\text{moy. rhyo.}}$  pour les différents trous de forage.

g) Na<sub>2</sub>O

h) K<sub>2</sub>O

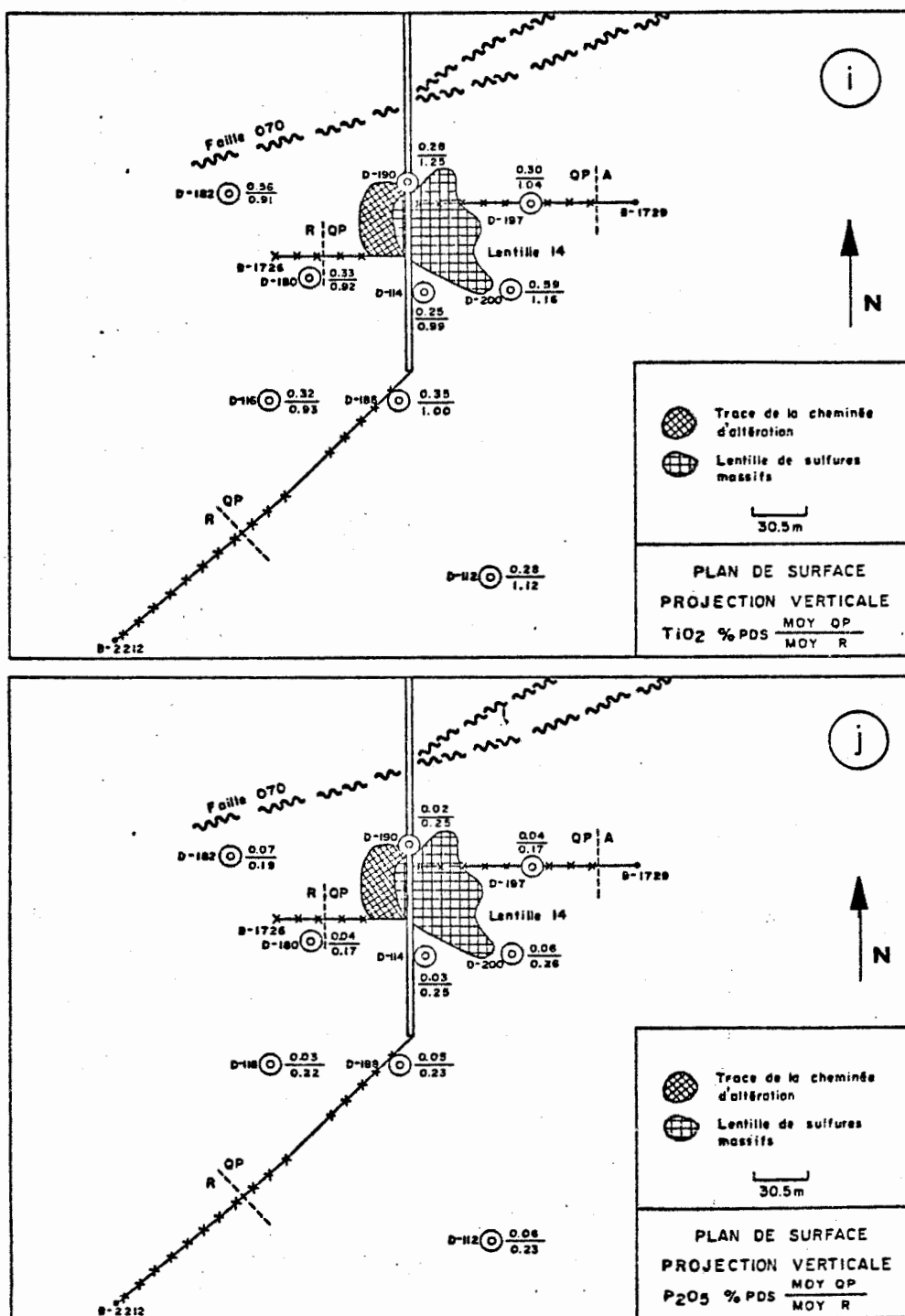


Figure 15 - % Poids  $\frac{\text{moy. QFP}}{\text{moy. rhyo.}}$  pour les différents trous de forage.

i) TiO<sub>2</sub>

j) P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>

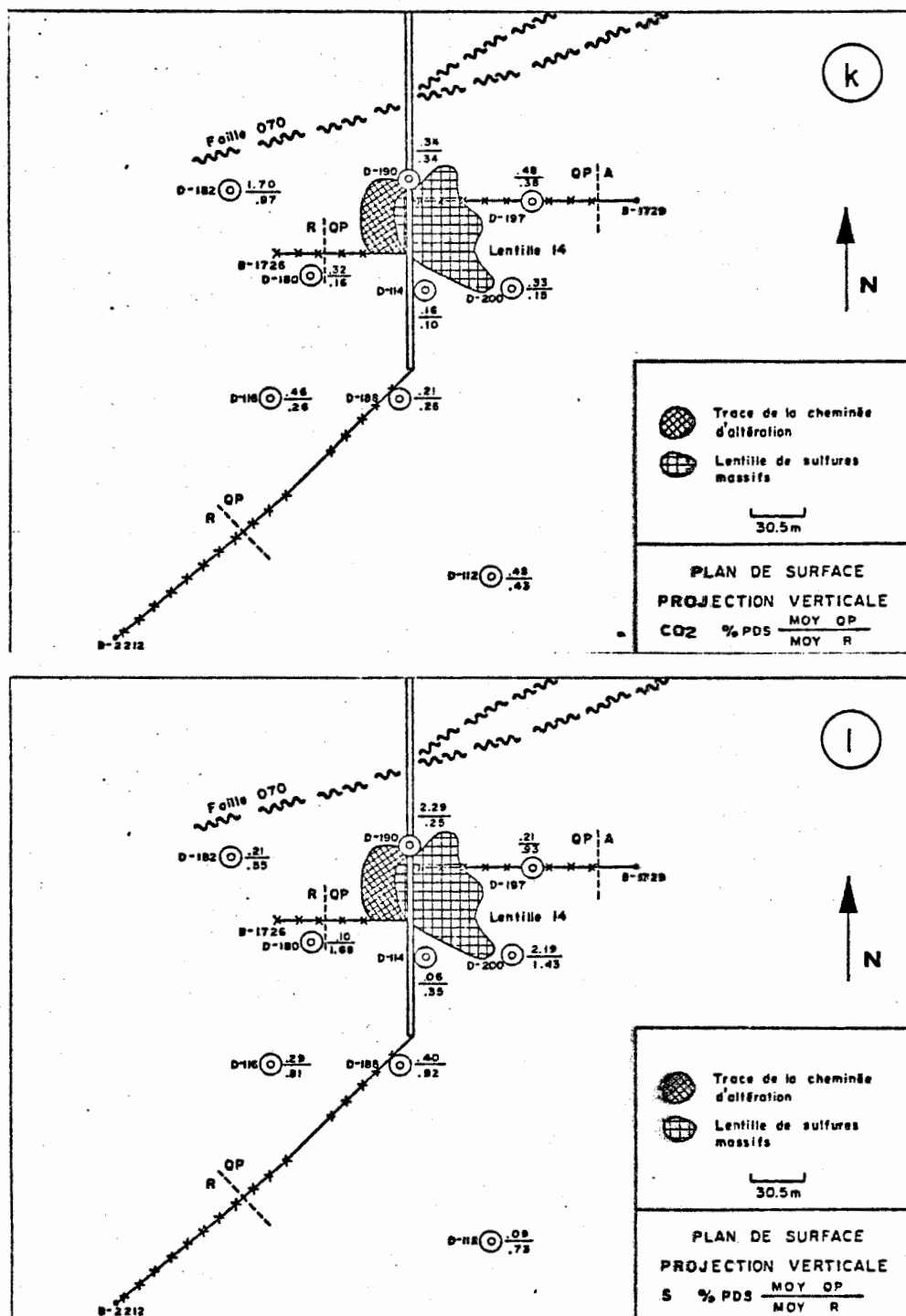


Figure 15 - % Poids  $\frac{\text{moy. QFP}}{\text{moy. rhyo.}}$  pour les différents trous de forage.

k) CO<sub>2</sub>

l) S

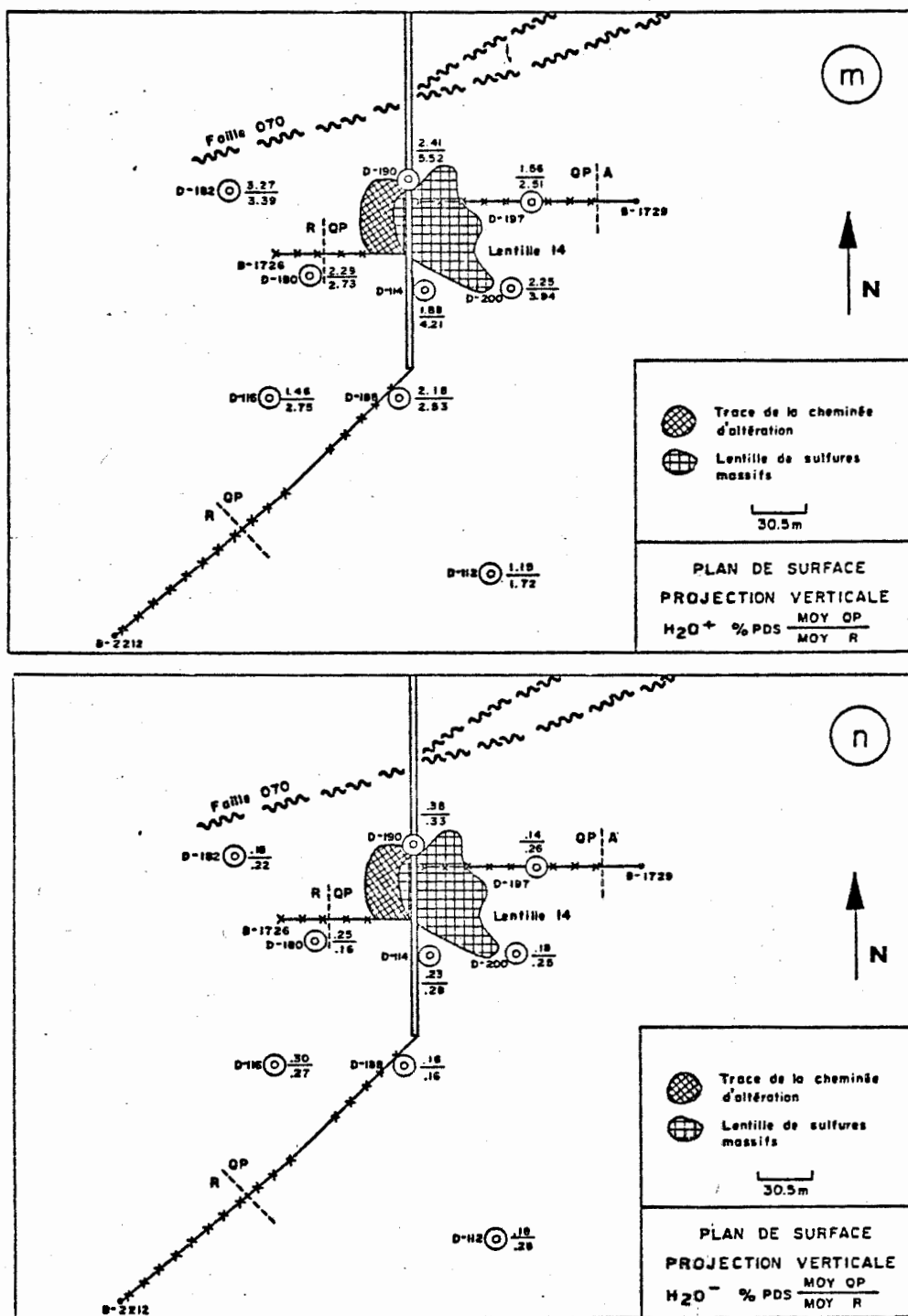


Figure 15 - % Poids  $\frac{\text{moy. QFP}}{\text{moy. rhyo.}}$  pour les différents trous de forage.

m) H<sub>2</sub>O<sup>+</sup>

n) H<sub>2</sub>O<sup>-</sup>



a), b), c), d), e), f), g), h), i), j), k), l), m), n)).

### 5.5 - Variation des éléments au contact rhyolite-QFP

Nous avons étudié la variation des différents éléments majeurs au contact rhyolite - QFP, près et loin du gisement. Pour ce faire, nous avons retenu les trous verticaux D-190 et D-116. Pour chacun des éléments majeurs, nous avons dressé un profil (fig. 16a, b, c, d, e, f, g, h, i, j, k, l, m). A noter que l'ordonnée de ces diagrammes est donnée en nombre d'atomes par unité de volume (AT/CC). Nous avons transformé les données brutes en % Poids d'un oxide donné en utilisant le poids moléculaire de l'oxide et la densité de la roche (D) pour obtenir le nombre d'atomes par cc selon l'équation suivante:

$$N \text{ AT/CC} = \frac{D \times \% \text{ Poids de l'oxide} \times \text{Nombre d'atomes dans molécule} \times 10^{22}}{\text{Poids moléculaire de l'oxyde} \times 1.6602}$$

Ce calcul avait pour but de permettre l'étude des variations à volume constant. La comparaison de ces profils avec ceux obtenus en utilisant les données brutes ne montre aucune différence significative et donc nous pouvons affirmer que l'altération se fait à volume constant. Dorénavant, nous utiliserons les données brutes pour interprétation à partir de ces profils ou tout autre diagramme. Les conclusions sont données au Tableau 16.

En résumé, on distingue deux types d'anomalies. D'abord des anomalies de grande amplitude de part et d'autre du contact: le QFP montre un apport de  $\text{FeO}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{S}$ ,  $\text{H}_2\text{O}^+$  et une perte de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$

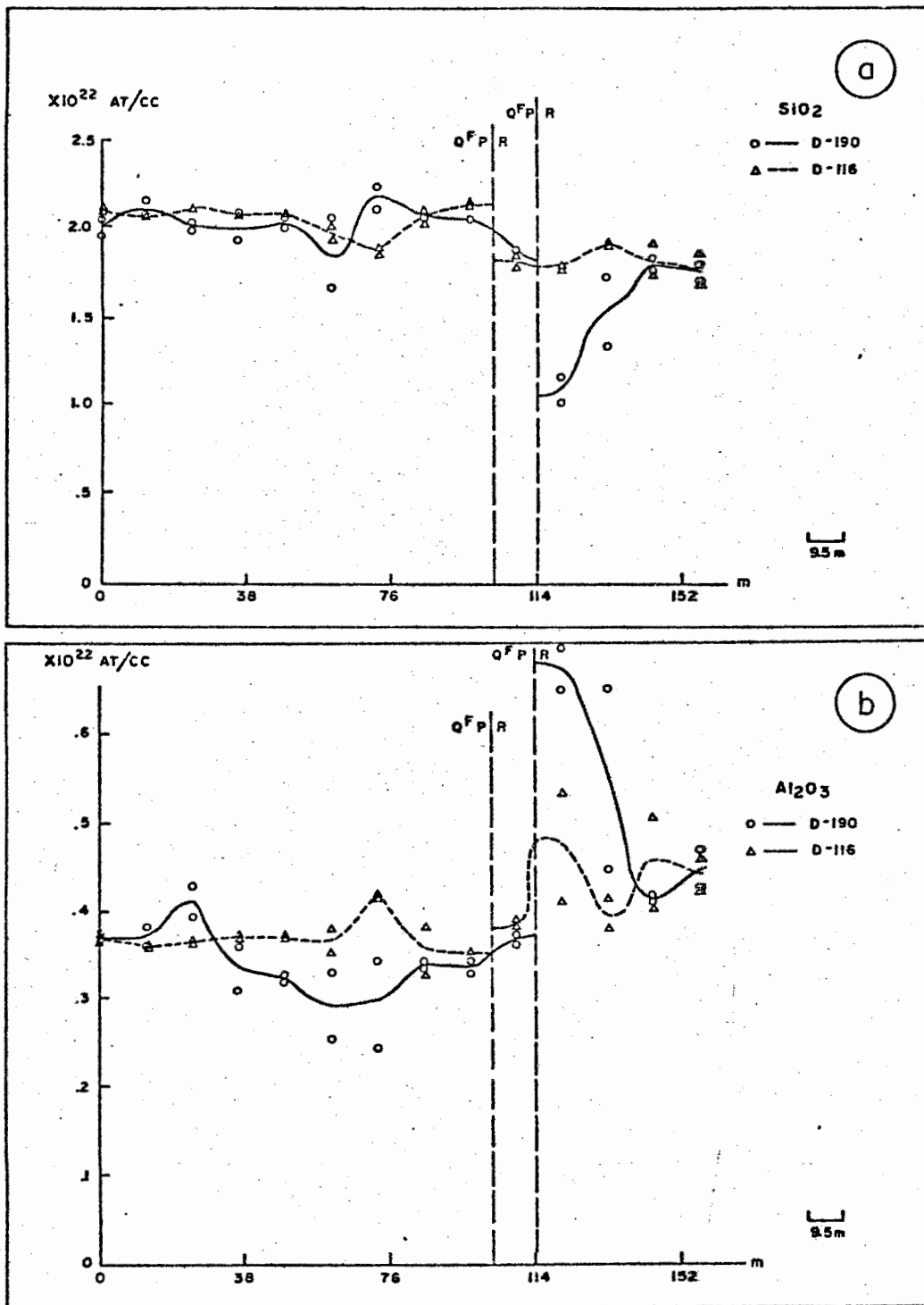


Figure 16 - Profils des divers éléments majeurs le long des trous de forage.

a)  $\text{SiO}_2$

b)  $\text{Al}_2\text{O}_3$

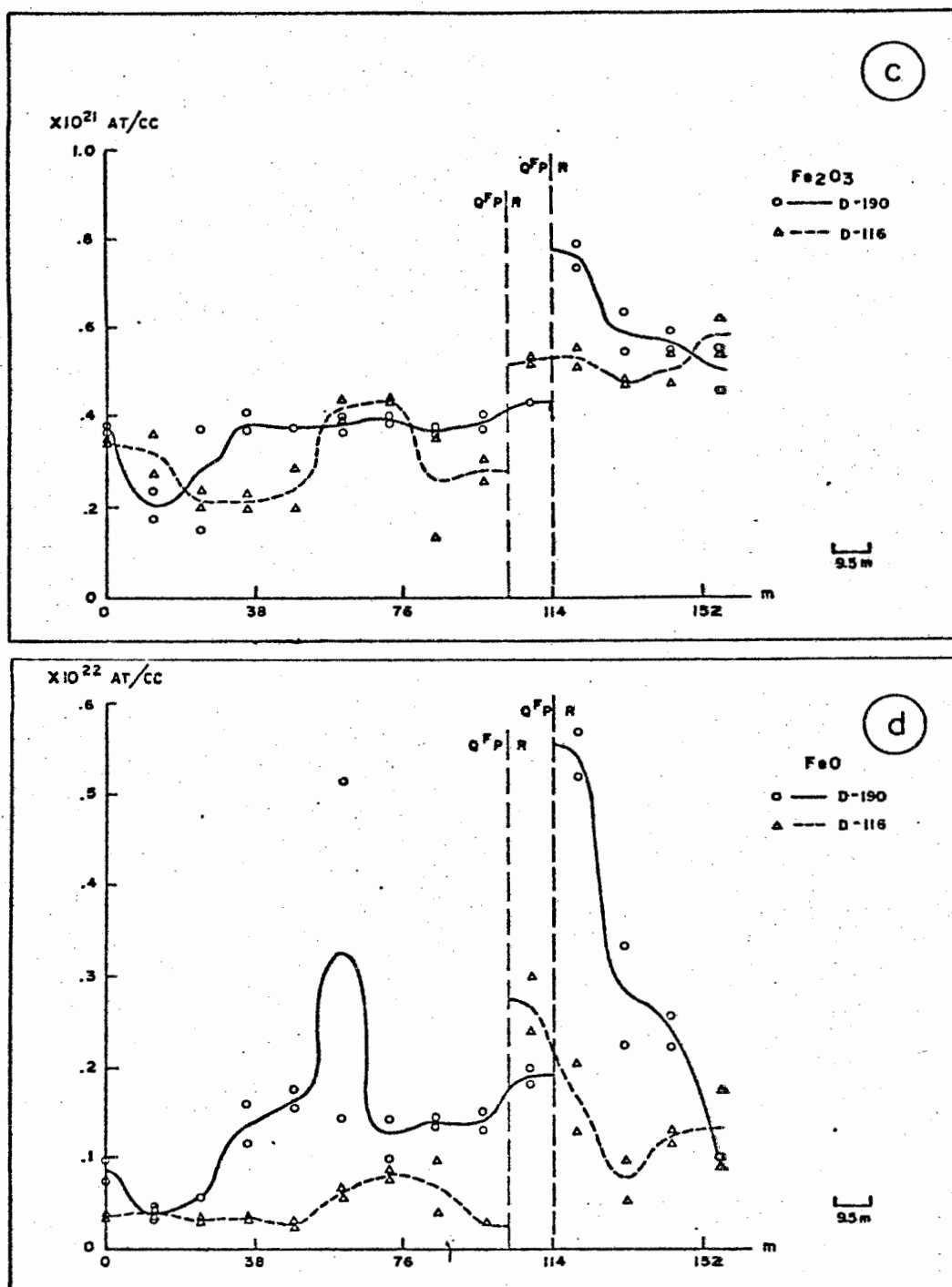


Figure 16 - Profils des divers éléments majeurs le long des trous de forage.

c)  $\text{Fe}_2\text{O}_3$

d)  $\text{FeO}$

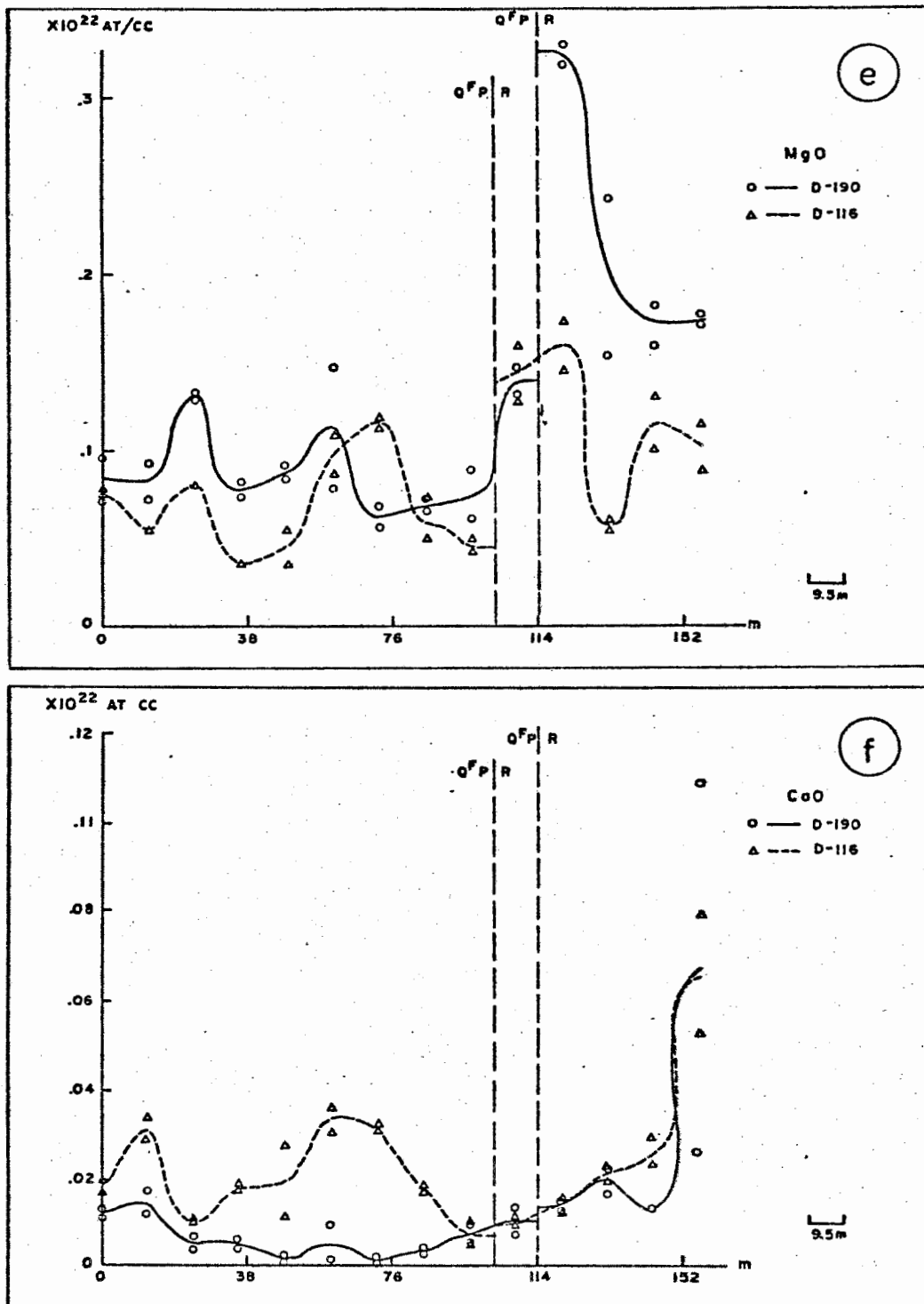


Figure 16 - Profils des divers éléments majeurs le long des trous de forage.

e) MgO

f) CaO

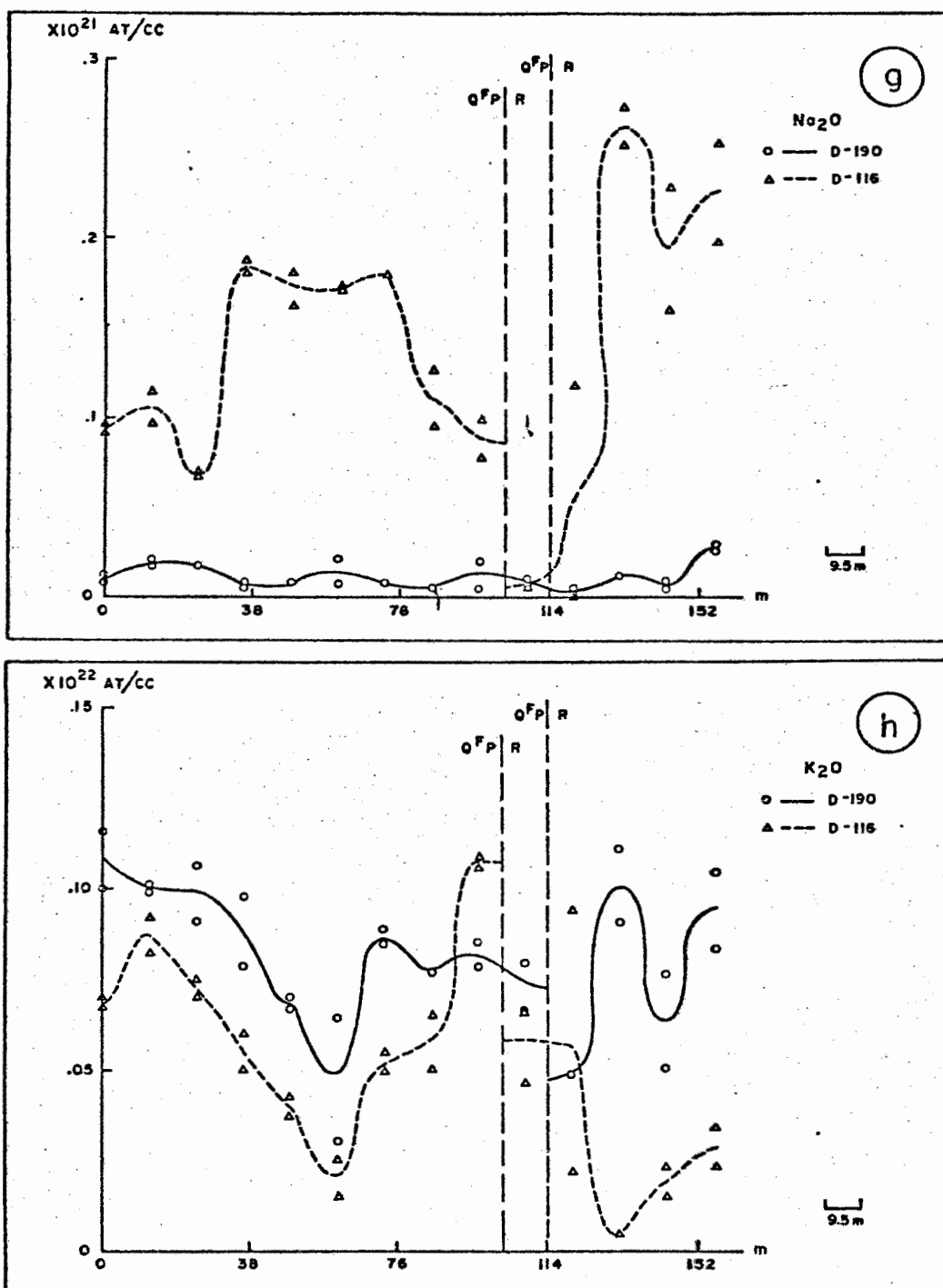


Figure 16 - Profils des divers éléments majeurs le long des trous de forage.

g)  $\text{Na}_2\text{O}$

h)  $\text{K}_2\text{O}$

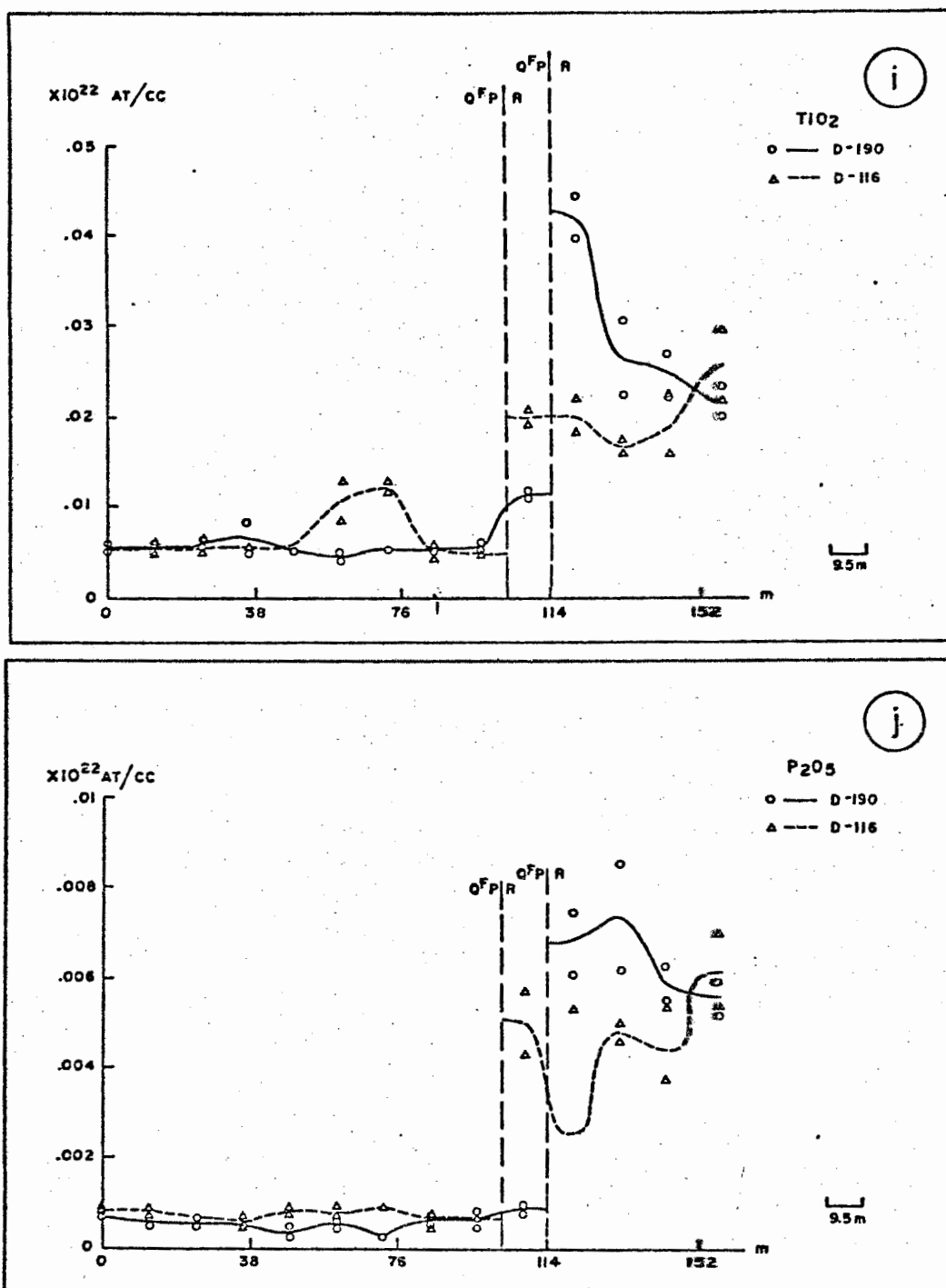


Figure 16 - Profils des divers éléments majeurs le long des trous de forage.

i)  $\text{TiO}_2$

j)  $\text{P}_2\text{O}_5$

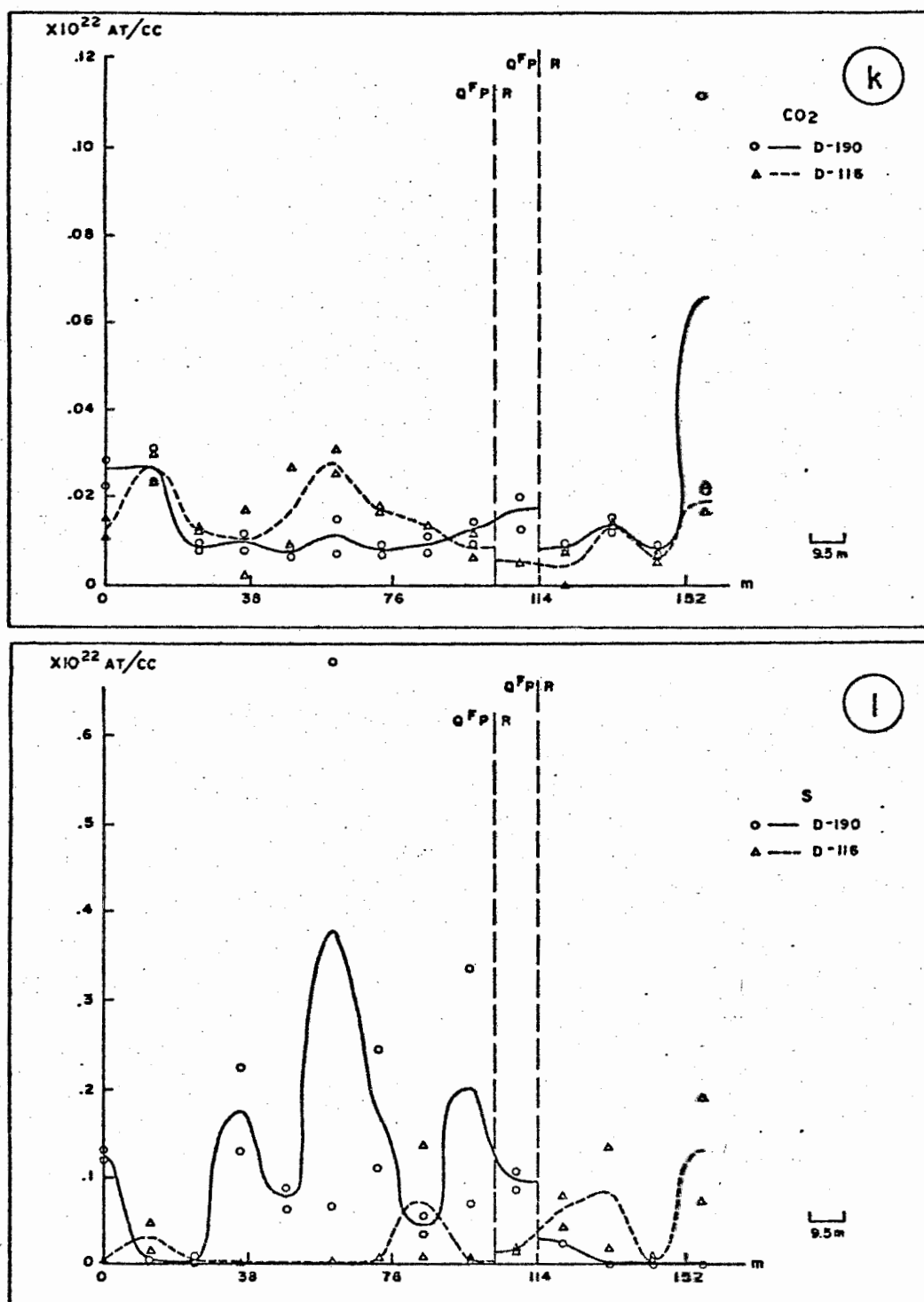


Figure 16 - Profils des divers éléments majeurs le long des trous de forage.

k)  $\text{CO}_2$

l) S

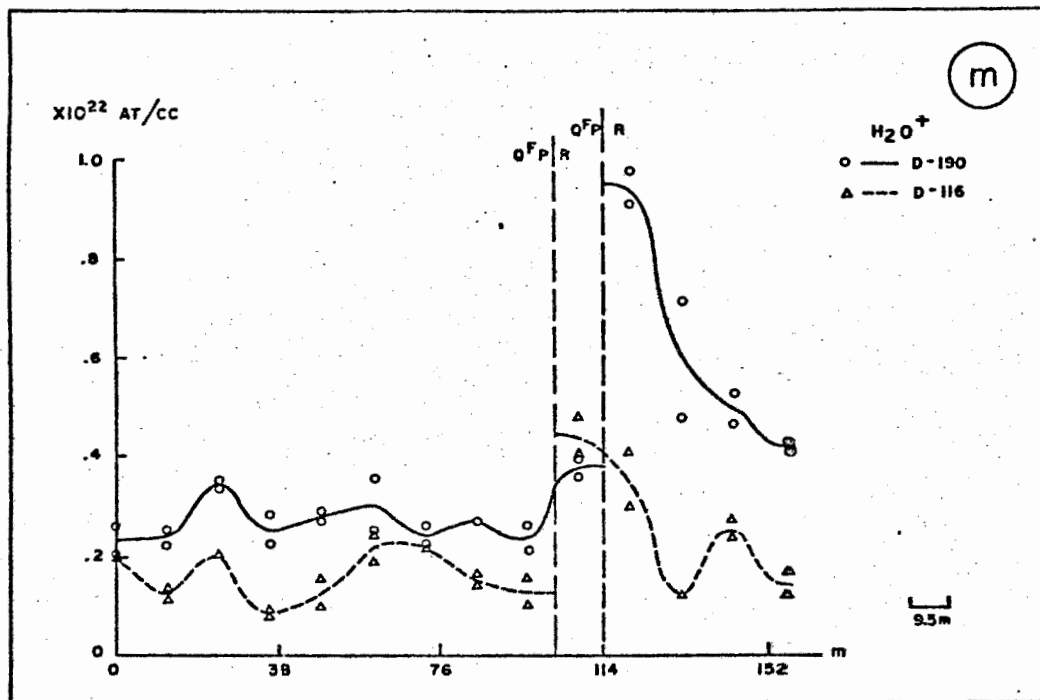


Figure 16 - Profils des divers éléments majeurs le long des trous de forage.

m)  $H_2O^+$



Tableau 16

Etude du contact QFP-rhyolite

## ANOMALIES

## 1. Anomalies de grande amplitude.

QFP		RHYOLITE	
Apport	Perte	Apport	Perte
+	-	+	-
FeO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	CaO
K <sub>2</sub> O	CaO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
S	Na <sub>2</sub> O	H <sub>2</sub> O	S
H <sub>2</sub> O			

## 2. Anomalies locales (au contact QFP-RHYO)

QFP		RHYOLITE	
		près	loin
Si		-	
Al		+	
Fe		+	+
Mg		+	
Ca			
Na			-
K			
S			
H <sub>2</sub> O		+	

alors que la "rhyolite" a un apport de  $MgO$ ,  $K_2O$ ,  $H_2O^+$  et une perte de  $CaO$ ,  $Na_2O$  et  $S$ . Il faut ici noter le comportement du  $S$  qui montre un gain dans le QFP et une perte dans la "rhyolite".

Nous avons aussi trouvé des anomalies locales restreintes au contact QFP - "rhyolite". Ces anomalies ne sont évidentes que dans la "rhyolite". L'anomalie consiste en une perte de  $SiO_2$  et un gain de  $Al_2O_3$ ,  $FeO$ ,  $MgO$  et  $H_2O^+$ . Dans le cas du  $FeO$ , de deux choses l'une: ou bien l'anomalie est très étendue, ou bien une partie de celle-ci est due à un autre phénomène d'altération (par exemple par l'eau de mer).

L'étude du comportement des éléments mineurs au contact QFP - "rhyolite" nous a aussi révélé quelques anomalies significatives près du gisement (trou D-190) mais aucune loin du gisement (trou D-116):

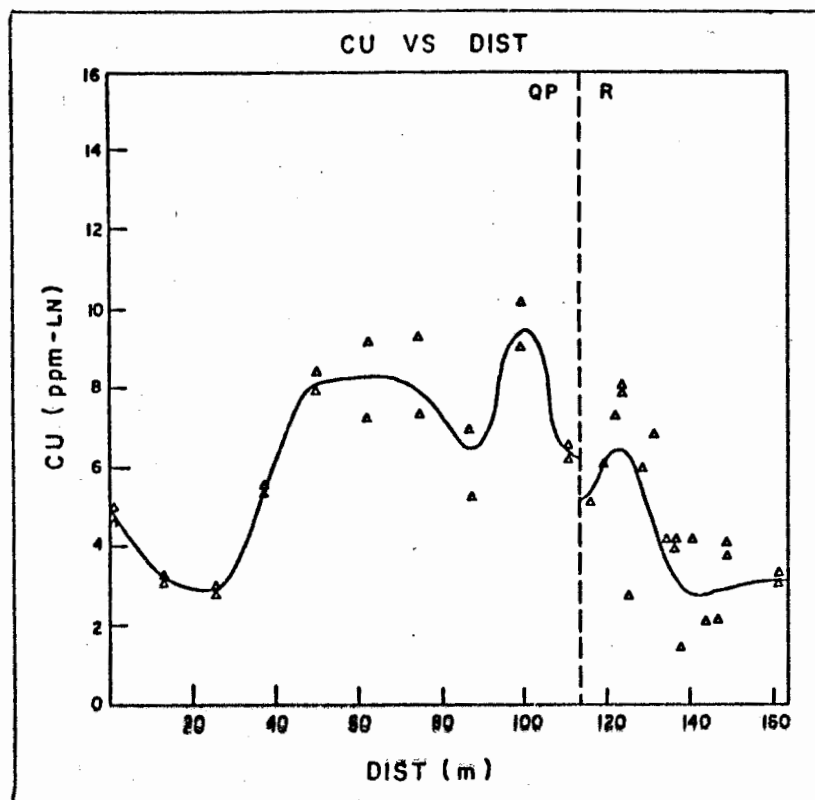
- Cu (ppm-ln) (fig. 17a) - anomalie positive de part et d'autre du contact
- Zn (ppm-ln) (fig. 17b) - anomalie positive dans la rhyolite près du contact
- Co (ppm-ln) (fig. 17c) - anomalie positive de grande amplitude
- Li (ppm) (fig. 17a) - anomalie négative de grande amplitude
- V (ppm) (fig. 17e) - anomalie positive au contact même.

Cette étude nous a montré l'importance du contact rhyolite - QFP pour localiser des anomalies reliées à la minéralisation. Nous attacherons par la suite une attention particulière à cette zone.

## 5.6 - Quelques diagrammes utiles pour étudier le comportement des éléments

Une dernière méthode d'étude de la variation des éléments autour du gisement est l'utilisation de diagrammes binaires ou ternaires construits en fonction d'éléments indicateurs. Nous en avons retenu cinq

a



b

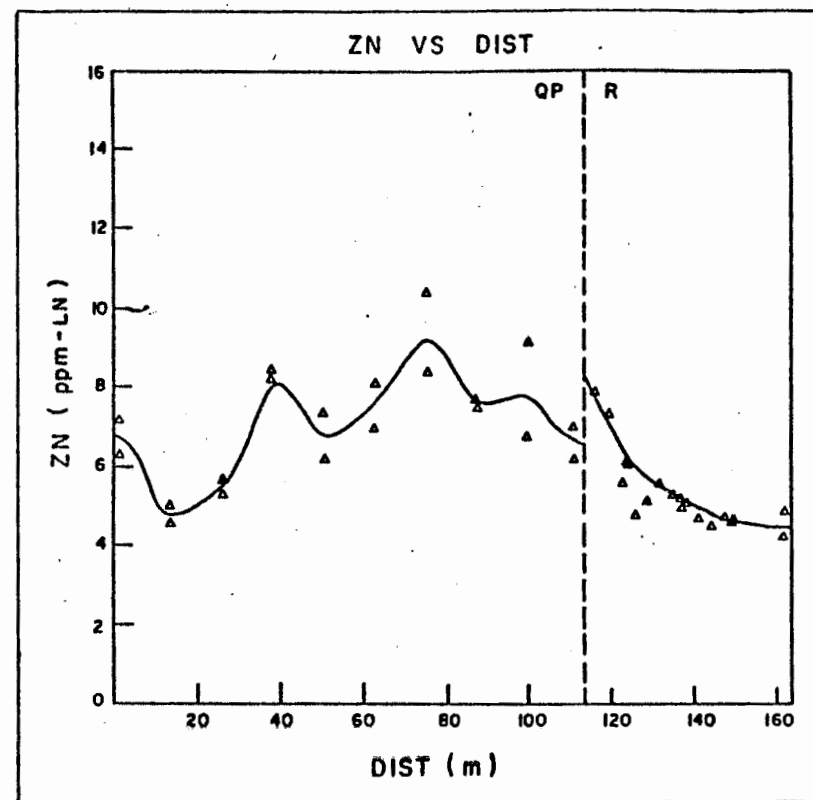
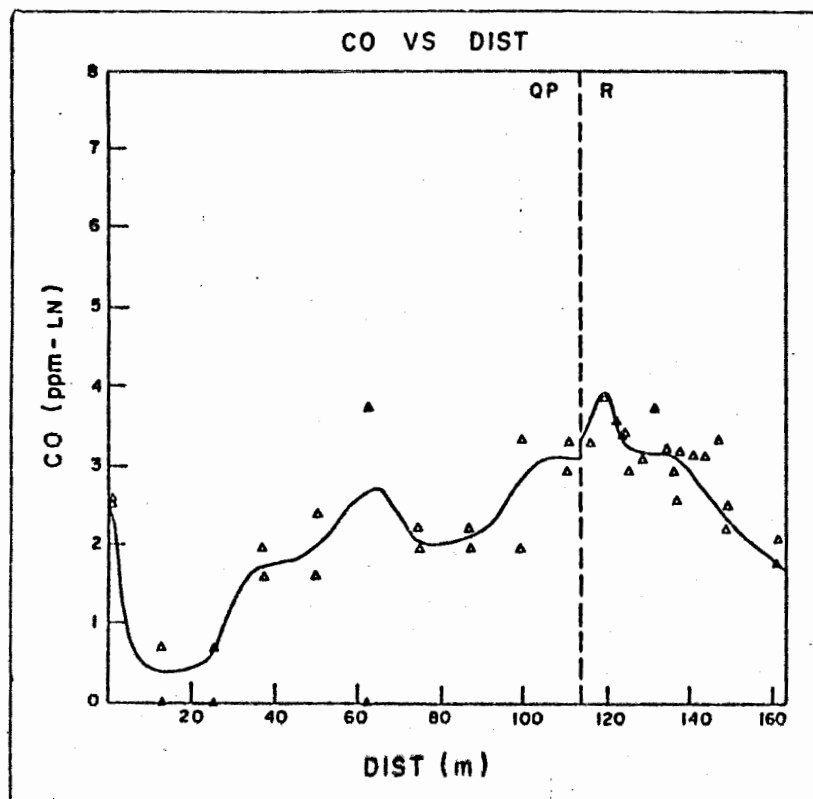


Figure 17 - Profils des divers éléments mineurs le long des trous de forage.

a) Cu (ppm - ln) (D-190)

b) Zn (ppm - ln) (D-190)

c



d

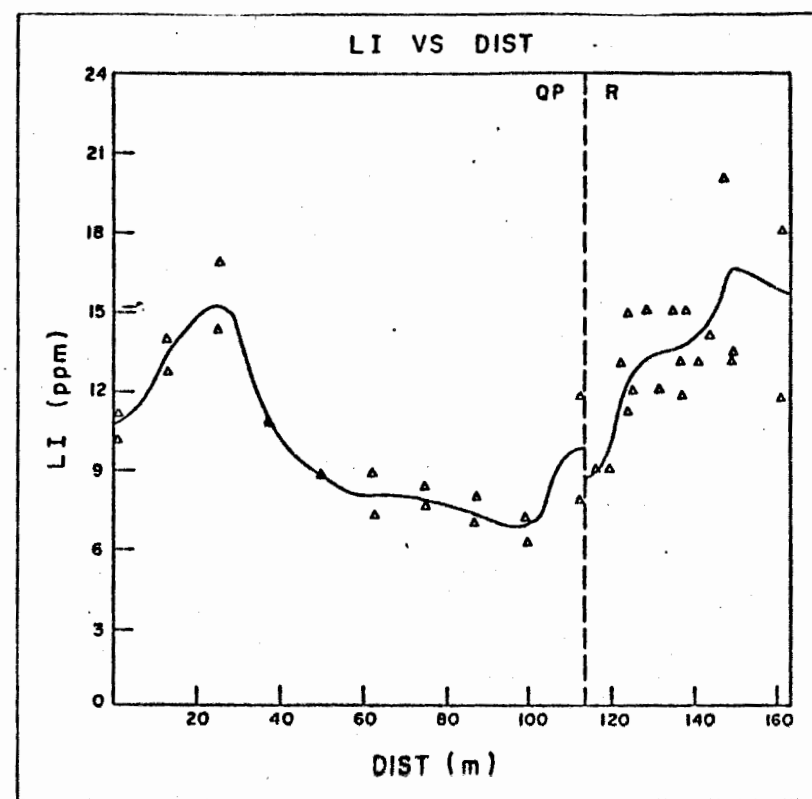


Figure 17 - Profils des divers éléments mineurs le long des trous de forage.

c) Co (ppm - ln) (D-190)

d) Li (ppm) (D-190)

e

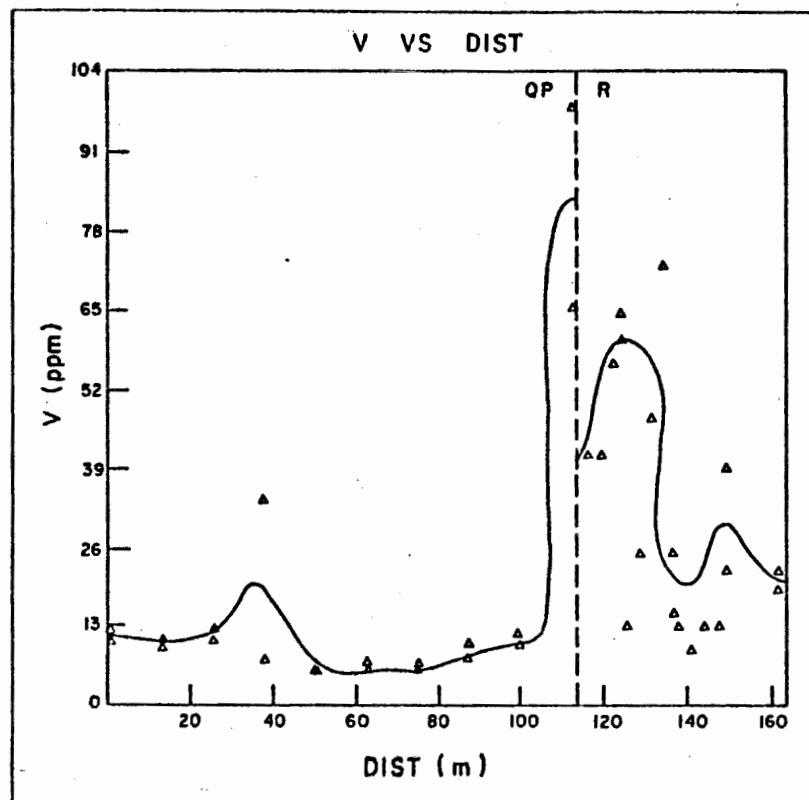


Figure 17 - Profils des divers éléments mineurs le long des trous de forage.

e) V (ppm) (D-190)

types, mettant à profit nos conclusions antérieures concernant les éléments majeurs.

Le premier (fig. 18a) étudie la variation du fer, des alcalis et du magnésium, c'est le diagramme AFM. On peut facilement déceler le déplacement du nuage de points du pôle des alcalis vers un enrichissement marqué en fer et à un degré moindre en alcalis pour les échantillons près du gisement (D-190). L'étude des alcalis sur le diagramme  $K_2O-Na_2O-CaO$  (fig. 18b) montre la disparition presque totale du sodium au profit du potassium lorsqu'on s'approche du gisement. Cette disparition du sodium est des plus évidente sur le diagramme  $Na_2O-SiO_2$  (fig. 18c). L'utilisation de minéraux normatifs rend les mêmes conclusions si on regarde le diagramme An-Ab-Or (fig. 18d) où l'on passe du pôle albite au pôle orthose, ou sur le diagramme QZ-AB-Or (fig. 18e) où l'on passe du pôle albite au pôle quartz, mais sans enrichissement notoire en orthose.

Donc, l'on a vu que les alcalis étaient lessivés au profit surtout du fer, mais aussi du magnésium. Parmi les alcalis, c'est le sodium qui est surtout perdu. Le gain en potassium et en silice semble négligeable. En fait, le caractère potassique généralement attribué aux rhyolites minéralisées est peut-être le corollaire de la perte de sodium et donc faussement considéré.

Enfin, lors d'une étude précédente (Carignan, 1972), nous avons noté le caractère fortement per-alumineux des rhyolites minéralisées. Nous avons retrouvé ce caractère dans les échantillons près du gisement (Tableau 17). En effet, pour une même position stratigraphique, les échantillons à proximité du gisement ont un facteur de per-aluminosité qui est en moyenne le double de la valeur des échantillons éloignés du

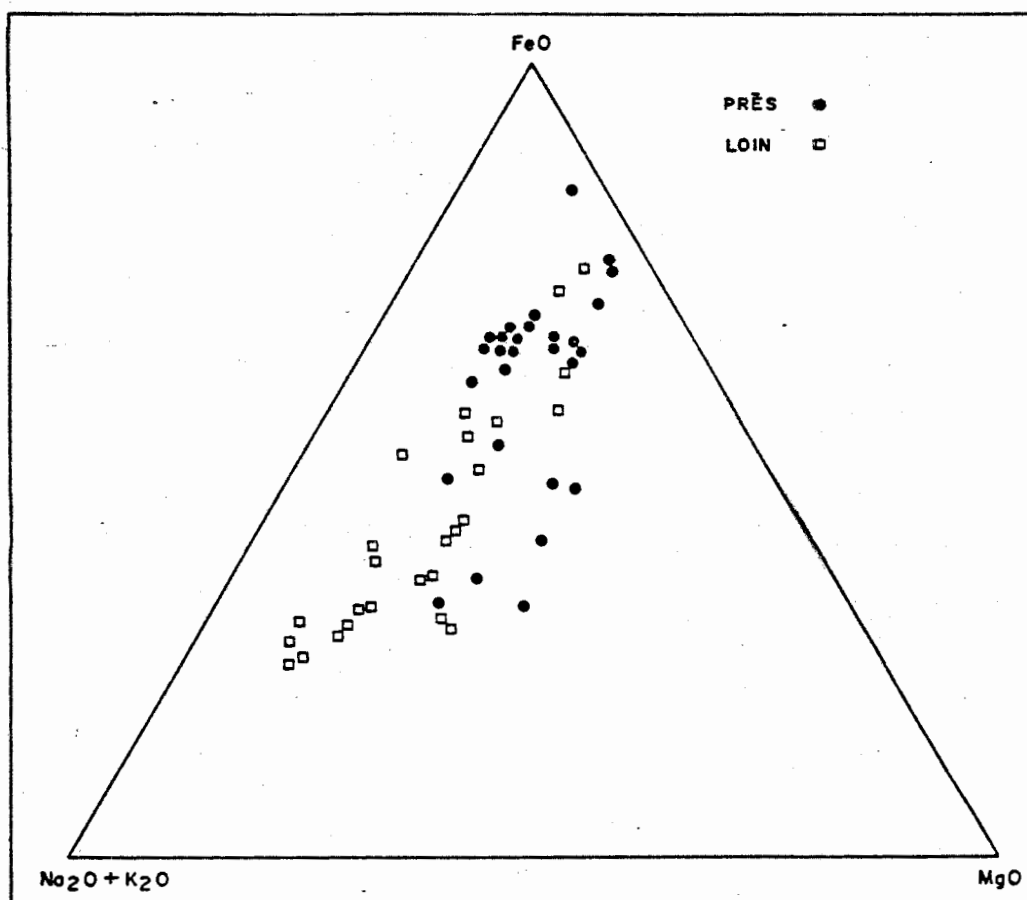


Figure 18 - a) Digramme AFM pour les échantillons près (D-190)  
et loin (D-116) du gisement.

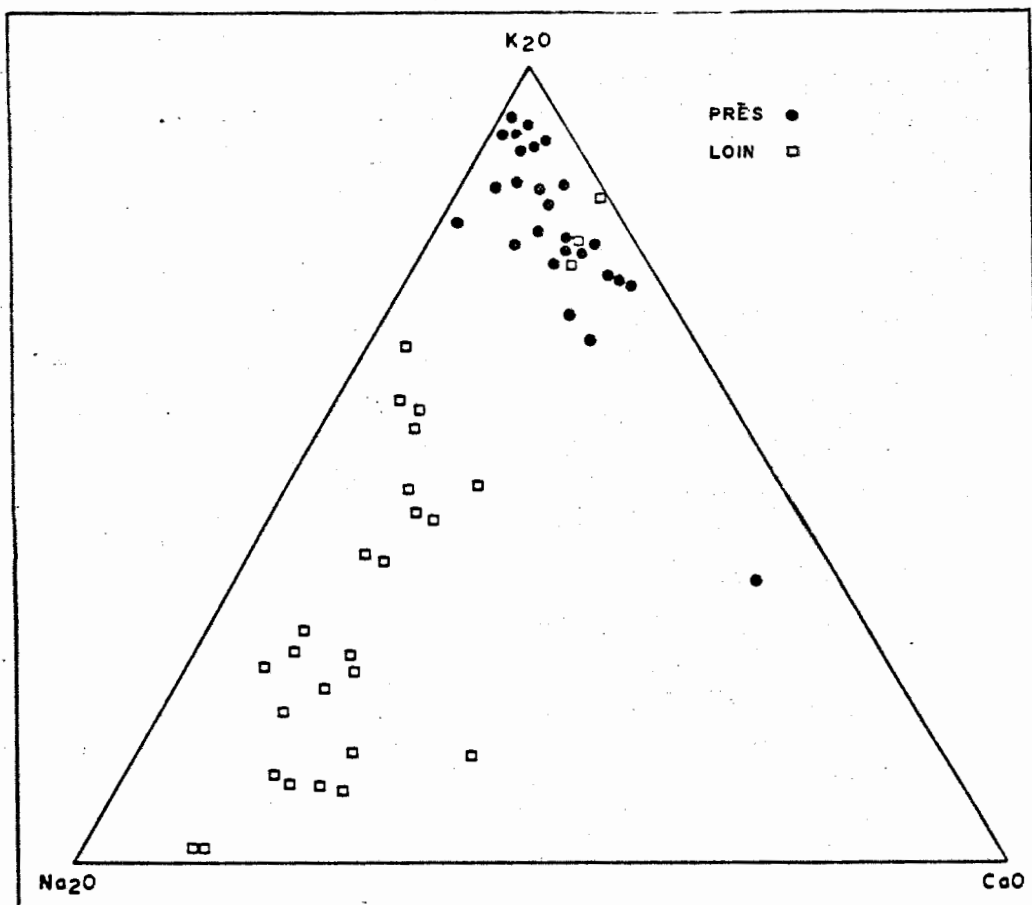


Figure 18 - b) Diagramme  $\text{Na}_2\text{O}$  -  $\text{K}_2\text{O}$  -  $\text{CaO}$  pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement.



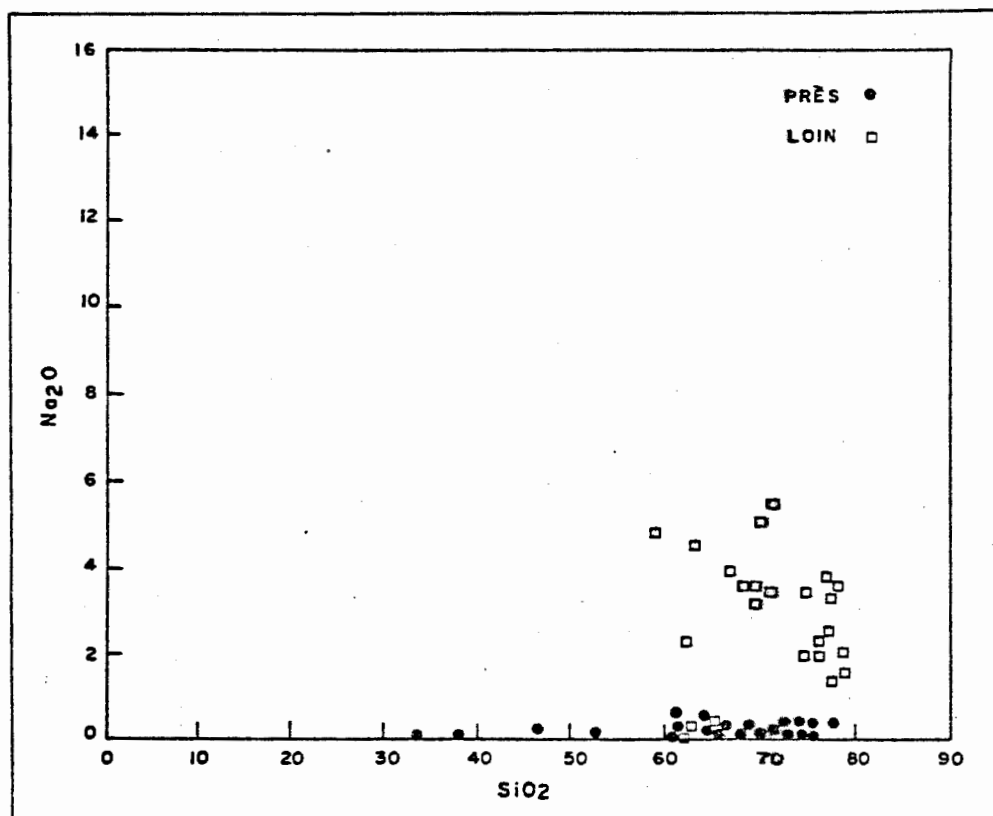


Figure 18 - c) Diagramme  $\text{Na}_2\text{O}$  vs  $\text{SiO}_2$  pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement.

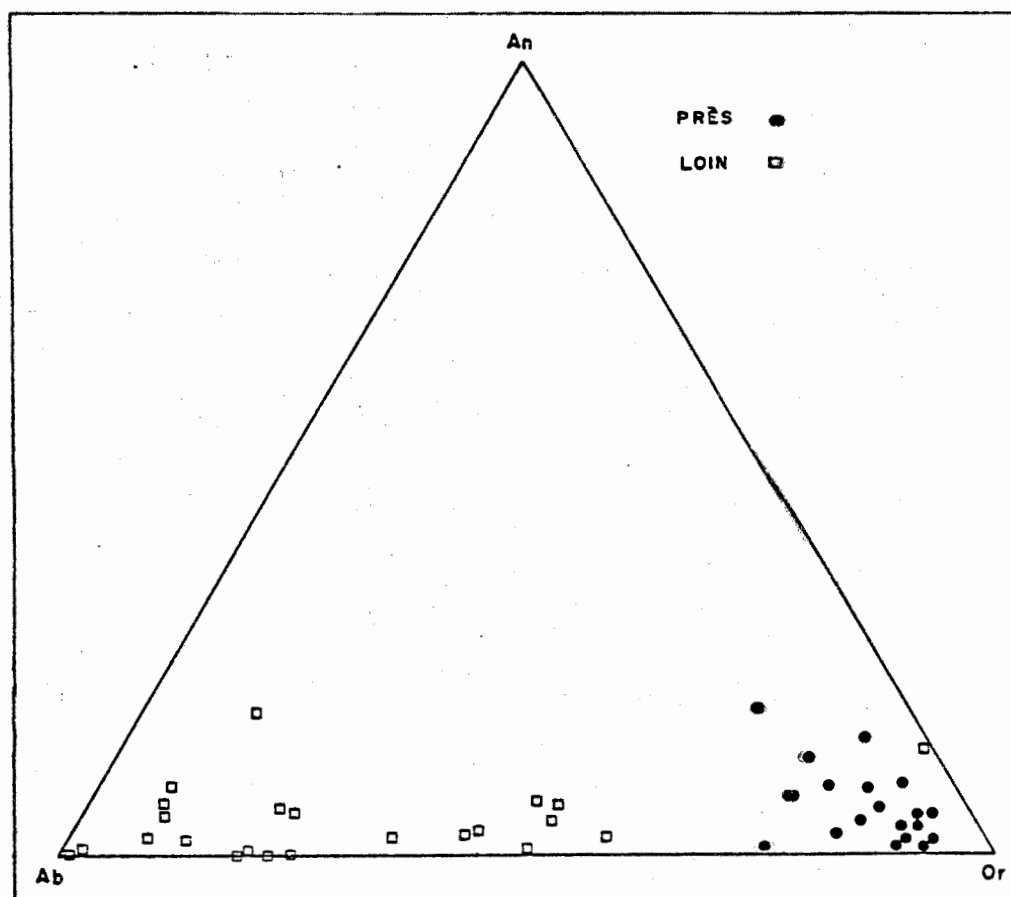


Figure 18 - d) Diagramme An - Ab - Or pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement.

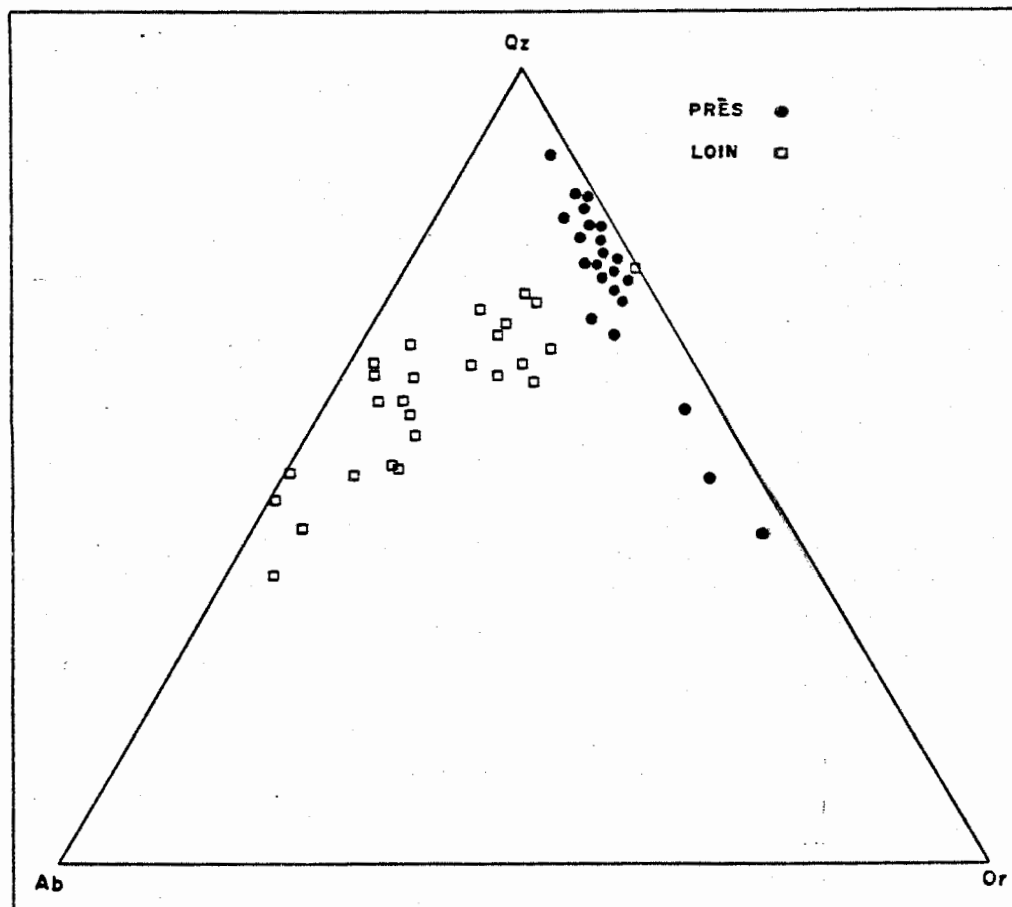


Figure 18 - e) Diagramme Qz - Ab - Or pour les échantillons près (D-190) et loin (D-116) du gisement.

Tableau 17

Facteur de peraluminosité \*

D-190			D-116		
Numéro	QSI02	FACT	Numéro	QSI02	FACT
753160	1.2	2.5	753110	1.3	1.9
753161	1.2	2.7	753111	1.3	1.8
753162	1.2	2.5	753112	1.3	1.4
753163	1.3	2.5	753113	1.3	1.4
753164	1.2	3.4	753114	1.3	2.2
753165	1.2	3.1	753115	1.3	2.2
753166	1.1	3.1	753116	1.3	1.3
753167	1.2	3.3	753117	1.3	1.4
753168	1.2	4.2	753118	1.3	1.6
753169	1.2	4.0	753119	1.3	1.3
753170	1.2	3.7	753120	1.2	1.4
753171	.9	4.6	753121	1.2	1.4
753172	1.1	2.5	753122	1.1	1.4
753173	1.2	3.5	753123	1.1	1.4
753174	1.2	3.8	753124	1.3	1.7
753175	1.2	3.9	753125	1.2	1.8
753176	1.2	3.4	753126	1.3	1.8
753177	1.1	2.8	753127	1.3	1.5
753178	1.1	3.7	763531	1.2	1.4
753179	1.1	3.6	763532	1.1	3.5
763316	.9	2.8	763533	.8	5.3
763317	1.0	5.7	753128	1.0	5.3
763318	.7	4.6	753129	1.1	4.1
753180	.6	8.6	763534	1.1	4.9
753181	.6	8.2	763535	.9	3.5
763319	.8	4.0	763536	.9	4.6
763320	1.0	5.3	763537	1.2	2.1
763321	.9	9.6	753130	1.0	2.5
763322	.7	4.6	753131	1.0	1.7
753182	.8	3.9	763538	1.0	2.2
753183	1.0	3.5	763539	1.0	2.3
763323	.6	3.9	763540	1.2	1.2
763324	.8	5.7	763541	1.3	1.5
763325	1.1	5.3	753132	1.2	1.3
763326	1.0	8.7	753133	1.2	1.3
753184	1.1	3.7	753134	1.0	1.6
753185	1.0	5.1	753135	1.2	1.8
753186	1.1	2.6	753136	1.1	1.1
753187	1.0	1.2	753137	1.0	1.2
Moyenne	1.0	4.2	Moyenne	1.2	2.1

\* FACT (QAL203) / (QHA20 + QK20 + QCA0)

gisement.

### 5.7 - Corrélation entre les éléments

Nous avons étudié les corrélations entre tous les éléments de notre étude afin de saisir des liens possibles entre eux, comme, par exemple, entre les éléments métalliques et le S. De plus, de fortes corrélations nous permettraient peut-être de réduire le nombre d'éléments à analyser ou encore de renforcer une anomalie en considérant l'effet conjoint de ces éléments. Nous avons effectué 7 études de corrélation:

1. Tous les échantillons de la Phase I (B-1729, B-1726, D-190, D-116, B-2212).
2. Les échantillons près du gisement (B-1729, B-1726, D-190).
3. Les échantillons loin du gisement (D-116, B-2212).
4. Les échantillons des trous horizontaux près du gisement (B-1729, B-1726).
5. Les échantillons du trou vertical près du gisement (D-190).
6. Les échantillons du trou vertical loin du gisement (D-116).
7. Les échantillons du trou horizontal loin du gisement (B-2212).

Les résultats de ces études sont donnés sur un tableau combiné des corrélations (en Pochette) où, pour aérer le tableau, nous n'avons retenu que les coefficients de corrélation supérieurs à  $|.5|$ . Avant de voir en détail les principales corrélations, il serait bon de remarquer que les corrélations observées sont en fait la combinaison de corrélations reliées à la composition magmatique originelle et de corrélations reliées au phénomène de métasomatisme. Dans le premier cas, nous faisons référence

surtout aux corrélations loin du gisement, pour lesquelles les éléments d'origine magmatique peuvent par la suite être partagés par quelques phases d'origine métamorphique. Or le processus étant isochimique, les corrélations sont conservées dans l'analyse globale. Par contre, près du gisement, le phénomène de métasomatose (apport ou soustraction) doit intervenir et s'imposer. La redistribution des éléments va sans nul doute dépendre des minéraux stabilisés. Or, les réactions métasomatiques ont tendance à réduire le nombre de phases de l'assemblage initial (Thompson, 1959 et Korzhinskii, 1959). Par cette réduction de phases minéralogiques, nous pouvons expliquer que les corrélations près du gisement sont toujours plus fortes que celles loin du gisement.

#### 5.7.1. - Corrélations entre éléments majeurs

La silice est corrélée négativement avec la plupart des autres éléments: Al, Fe, Mg, P, Ti,  $H^+$ . Ce n'est pas très surprenant puisque nous sommes dans des roches franchement acides. Le S est corrélé positivement avec le Fe, probablement à cause de leur association dans la pyrite, tout comme pour  $CO_2$  et CaO dans la calcite. Les diverses corrélations avec  $P_2O_5$  et  $TiO_2$  rendent compte essentiellement des deux types de roches. Les plus fortes corrélations positives apparaissent entre FeO et MgO: ces deux éléments sont liés dans les minéraux ferro-magnésiens, surtout la chlorite. La forte corrélation du Ti avec ces deux cations confirme la localisation préférentielle des oxydes de Ti dans les chlorites. La corrélation entre Al, Fe, Mg, et  $H^+$  traduit sans doute la présence de chlorite. Le K n'est que légèrement corrélé négativement avec le Fe, rendant

compte sans doute de la zonalité de l'altération chlorite-séricite et il est aussi corrélé négativement avec le Na, probablement à cause du lessivage complet de celui-ci près du gisement.

#### 5.7.2 - Corrélations entre éléments mineurs

Les corrélations entre éléments mineurs sont presque toutes positives et peu généralisées. On peut cependant noter deux familles d'affinité préférentielle:

Cu avec  $\frac{\text{Zn}}{\text{Li}}$ , Pb, Cd, Ag

Zn avec Cu, Pb, Cd, Hg, Au, Ag

Les affinités sont de toute première importance comme indice de minéralisation et nous les considérerons fortement dans la construction des indices d'altération ou de minéralisation.

#### 5.7.3 - Corrélations entre éléments majeurs et mineurs

Ces corrélations fournissent essentiellement des informations sur la localisation minéralogique des éléments mineurs. Ainsi, Mn, Sr, Rb montrent de nombreuses corrélations avec les éléments ferro-magnésiens. Les corrélations établies entre la silice et des éléments mineurs (Mn, Co, Pb, Mo, Li, V, Sr, Rb) sont toutes négatives. C'était prévisible puisque le quartz n'est un minéral habituellement porteur d'éléments mineurs. La même remarque peut être appliquée aux plagioclases, puisque le sodium apparaît également dans des corrélations négatives avec Cu, Zn,

Pb, Cd, Ag, Sr, et Rb. Le magnésium, le titane et le fer bivalent montrent une corrélation positive avec plusieurs éléments mineurs: Mn, Co, Mo, Li, V, Sr et Rb. On peut conclure à une forte liaison entre ces éléments et les minéraux ferro-magnésiens, essentiellement la chlorite. A noter la forte corrélation négative entre Na et Cu ou Zn. Nous avons déjà parlé de la déficience en sodium des roches minéralisées. Enfin, comme il se doit, il y a une forte corrélation entre le S et le Cu ou le Zn.

## 5.8 - Etude des variogrammes

Lorsqu'on a à traiter des données qui ont une certaine corrélation spatiale, comme la concentration en tel ou tel élément d'un ensemble d'échantillons pris dans un environnement donné, l'utilisation du variogramme permet de montrer l'interdépendance relative entre les échantillons et de répondre de façon concrète aux questions concernant l'espace d'échantillonnage, la grosseur des échantillons et les niveaux de variation (David et Dagbert, 1975b). Dans nos travaux, nous l'avons utilisé afin de tester la variabilité à plusieurs échelles des éléments analysés dans le QFP et la rhyolite. Il s'agit alors de tenter de démêler à travers la régionalisation certains niveaux d'hétérogénéité.

### 5.8.1 - Définition du variogramme

Nous ne voulons pas ici reprendre toute la théorie, qui sous-tend l'utilisation pratique du variogramme. Par contre, le lecteur



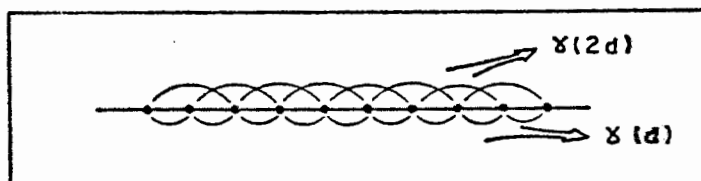
intéressé pourra se référer à David (1977, p. 73 à 170). Nous voudrions cependant en souligner quelques éléments qui permettront de comprendre les conclusions de cette étude.

Si l'on veut comparer la valeur, par exemple la concentration en un élément donné, en deux points  $x$  et  $x+d$ ,  $d$  étant la distance entre les deux points, la façon la plus simple est de faire la différence entre les deux valeurs  $Z(x)$  et  $Z(x+d)$ . Comme nous ne sommes pas intéressés au signe de cette différence, nous pouvons prendre le carré de cette différence, répéter cette opération pour toutes les paires d'échantillons séparés par la distance  $d$  et faire la moyenne (figure 19). L'équation générale du variogramme devient:

$$2\gamma(d) = \frac{1}{N(d)} \sum_{i=1}^{i=N(d)} |Z(x) - Z(x+d)|^2$$

où  $N(d)$  = nombre de paires d'échantillons.

Nous pouvons répéter ce calcul pour  $d$ ,  $2d$ ,  $3d$ , ... et tracer le diagramme  $\gamma(d)$  vs  $d$ . L'examen d'un tel variogramme permet de juger de la continuité de la variable en cause en comparant le taux de croissance de  $\gamma(d)$  en fonction de  $d$  et plus spécifiquement la valeur à l'origine du variogramme, appelée "effet de pépite". Cette valeur rend compte de la variation à très petite échelle. En outre, plus des échantillons sont éloignés, plus leur différence est grande. Pratiquement, on caractérise la zone d'influence d'un échantillon, appelée la portée ( $a$ ), par la distance à laquelle le variogramme atteint un plateau. Ce plateau correspond généralement à une valeur de  $\gamma(d)$  égale à la variance ( $S^2$ ) du groupe d'échantillons considérés. La portée peut aussi être déterminée par l'intersection de la tangente au variogramme pour  $d=0$  avec le palier, intersection



TIRÉ DE DAVID (1977) P. 74.

$$2 \gamma(d) = \frac{1}{N(d)} \sum_{i=1}^{i=N(d)} [Z(x) - Z(x+d)]^2$$

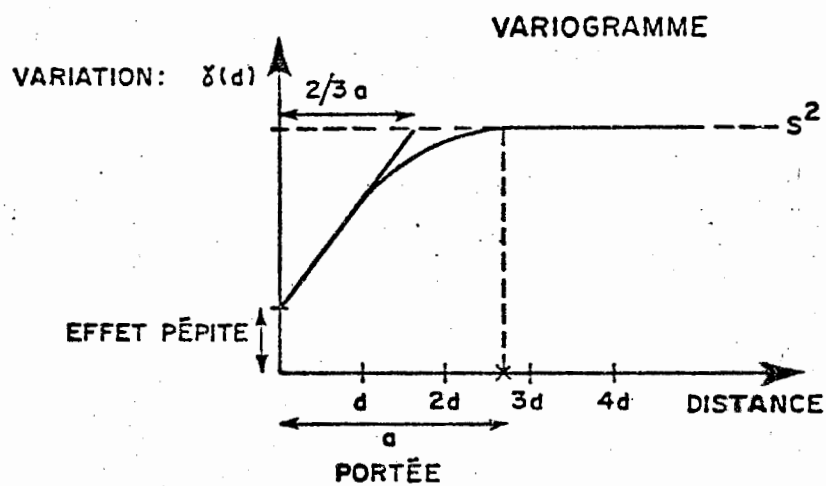


Figure 19 - Construction et éléments d'un variogramme.

correspondant à  $d = \frac{2}{3} a$  (figure 19). Les échantillons séparés par une distance inférieure à "a" sont donc dépendants les uns des autres et ceux séparés par une distance supérieure à "a" sont indépendants les uns des autres.

#### 5.8.2 - Application à notre problème

Pour chaque élément susceptible d'être analysé, le but de l'étude est simplement de comparer les différences carrées moyennes entre les teneurs dans des échantillons de plus en plus éloignés (tracé d'un variogramme ou calcul de variance). En plus de l'étude de continuité des phénomènes en cause (forme des variogrammes et valeur à l'origine ou effet de pépité), le variogramme permet de déterminer la portée, distance au-delà de laquelle les variables sont sans corrélation. Diverses possibilités peuvent se présenter quant à la variation des différents éléments (figure 20). Si pour un élément, les différences carrées sont de même grandeur quelle que soit la distance, (effet de pépité parfait), la variation spatiale de la teneur en cet élément n'est pas structurée et l'élément est à rejeter. S'il existe une structure, on peut alors réduire la variabilité à petite échelle en augmentant le volume de l'échantillon ou en prenant un échantillon composite. La portée de la structure permet en outre de définir la maille optimum de la grille d'échantillonnage subséquent. L'effet de pépité nous donne la variation à très petite échelle. Les variogrammes utilisés pour l'interprétation qui va suivre sont donnés en Appendice VII.

Comme on pouvait s'y attendre, les variogrammes des éléments

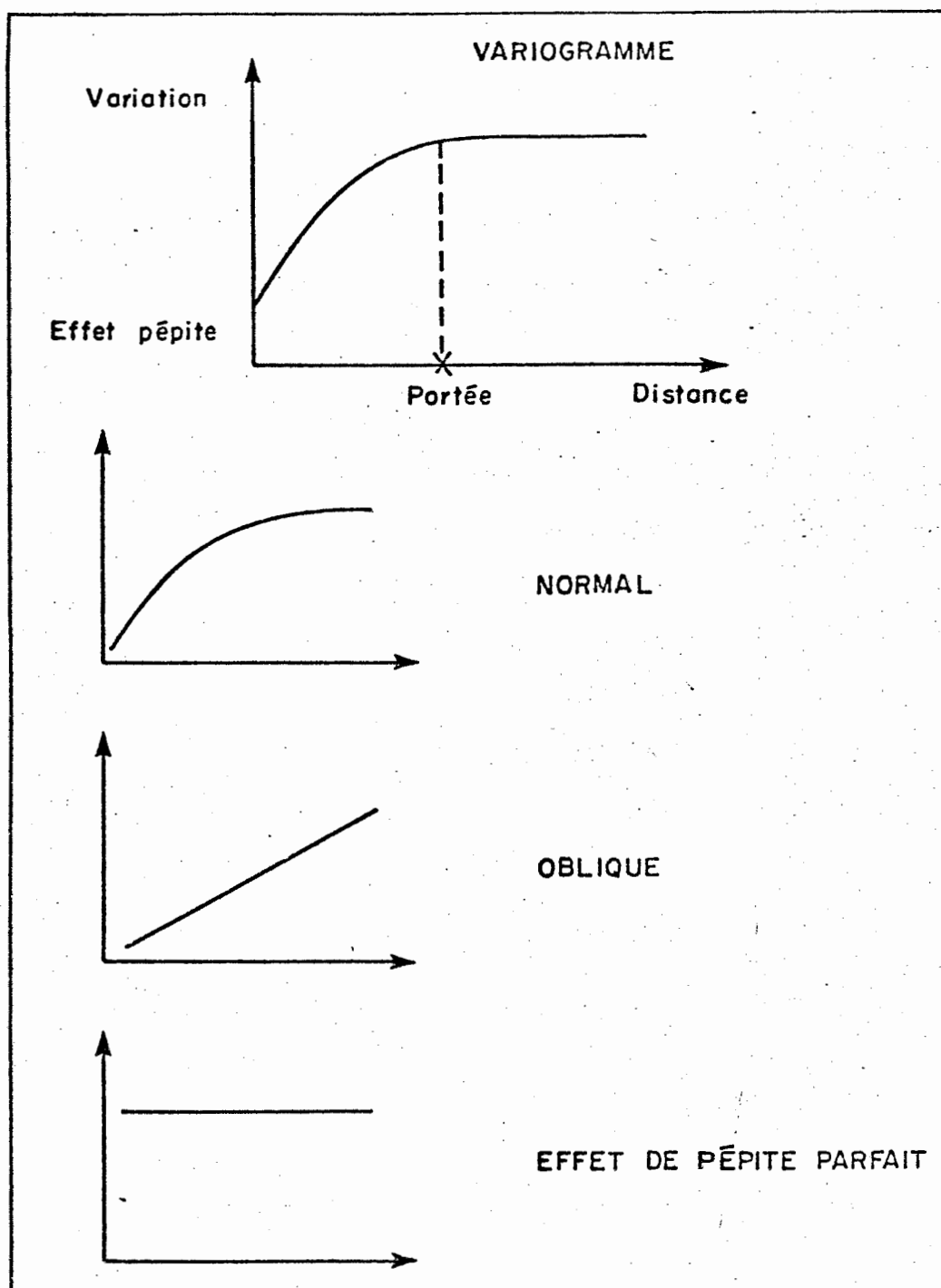


Figure 20 - Divers types de variogrammes.

majeurs sont beaucoup plus réguliers et compatibles les uns avec les autres en comparaison des éléments mineurs, même s'ils étaient calculés sur  $\text{Ln}(\text{ppm})$ . Les principales conclusions qui suivent sont résumées au Tableau 18:

1. - Le S présente des variogrammes tout à fait erratiques rendant compte de la présence de sulfures visibles. De même,  $\text{H}_2\text{O}$  n'est d'aucune utilité avec des variogrammes erratiques ou à effet de pépité parfait rendant les variations uniformes à toute échelle.
2. -  $\text{P}_2\text{O}_5$  et  $\text{TiO}_2$  présentent des variogrammes linéaires obliques avec faible effet de pépité et grande portée rendant compte d'une continuité en moyenne, essentiellement due à la présence des deux types de roches.
3. - Un groupe d'éléments ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CO}_2$ ) présente des variogrammes erratiques avec effet de pépité important pour les trous horizontaux rendant compte de variations essentiellement locales et des variogrammes obliques avec faible effet de pépité et grande portée (80 mètres) pour les trous verticaux rendant compte essentiellement, comme  $\text{P}_2\text{O}_5$  et  $\text{TiO}_2$ , des deux types de roches.
4. - Un autre groupe d'éléments majeurs ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ) présentent des variogrammes avec effet de pépité généralement faible, donc à variations locales de faible importance par rapport aux variations dites "régionales" ou à plus grande échelle. Ces éléments présentent aussi des variogrammes linéaires obliques à grande portée pour les trous verticaux, mais des variogrammes normaux pour les trous horizontaux rendant compte d'une variation structurée par rapport à la cheminée d'altération. Les portées pour ces divers oxydes sont données au Tableau 18. Si on ajoute ces données à celles du tableau

Tableau 13

Zone d'influence des éléments (portée en mètres)

ELEMENTS	PRES DU GISEMENT (0-90 M)		LOIN DU GISEMENT (100-270 m)	
	VERTICAL	HORIZONTAL	VERTICAL	HORIZONTAL
SiO <sub>2</sub>	40	10	50	50
FeO	30	15	20	50
Na <sub>2</sub> O	65	45	25	60
K <sub>2</sub> O	30	10	30	10
MgO	40	10	15	-
Cu	10	-	20	-
Zn	-	50	-	-
Co	-	-	-	35
Li	39	10	10	10
V	25	10	20	45
Cr	10	-	25	40
Ba	-	10	-	10
Sr	20	10	25	40
Cs	15	-	20	40
Rb	25	10	25	-

N.B. On peut remarquer l'inversion d'anisotropie quand on s'éloigne du gisement: portées horizontales courtes près du gisement et devenant plus grandes que les portées verticales loin du gisement, d'où une structuration horizontale imposée par la cheminée d'altération et une structuration verticale de la roche-mère en fonction du changement de lithologie (contact rhyolite - QFP).

14, on en arrive à la conclusion que les variations près du gisement sont probablement associées à la cheminée d'altération sur une distance pouvant atteindre 100 mètres, et plus de 200 mètres pour le MgO, et que les variations loin du gisement sont essentiellement dues à la composition initiale du QFP et de la "rhyolite Amulet" (voir paragraphe 4.4.2).

5. - Dans le cas des éléments mineurs, les variogrammes sont beaucoup moins réguliers. Un premier groupe d'éléments sont inutilisables pour les variogrammes à cause du peu de valeurs disponibles (Bi, As, Ag, Sb, Sn, U) ou à cause d'un effet de pépité très grand et parfois parfait (Ni, Pb, Cd, Mo, W, As).
6. - Le Hg présente des variations locales importantes avec des effets de pépité parfaits pour les trous verticaux et des variations continues à grande portée pour les trous horizontaux, les portées étant de plus en plus grandes à mesure que l'on s'éloigne de la cheminée.
7. - Le Mn a généralement un effet de pépité assez faible, des variogrammes à tendance linéaire oblique à grande portée pour les trous verticaux et à portée plus petite pour les trous horizontaux. Il semble donc qu'il y ait variation du Mn à grande distance de la cheminée.
8. - Le groupe des éléments métalliques (Cu, Zn, Co) a généralement un effet de pépité presque parfait près et loin du gisement. Les variogrammes des trous horizontaux montrent une cyclicité qui peut s'expliquer par une migration de ces éléments autour de la cheminée.
9. - Un autre groupe d'éléments (Li, V, Cr, Ba, Sr, Cs, Rb) a un effet de pépité en général faible et des portées moyennes. Ceci indique d'après nous qu'au-delà des variations dues aux types de roches, il

y a des variations de ces éléments par rapport à la minéralisation.

Le Ba présente le même phénomène de cyclicité que les éléments métalliques pour les variogrammes des trous horizontaux.

### 5.9 - Résumé

Les conclusions tirées de la statistique classique et celles déduites des variogrammes concordent assez bien. Il faut noter que:

1. Les éléments majeurs Si, Fe<sup>T</sup>, Mg, Na, K et les éléments mineurs Li, V, Cr, Ba, Cu, Zn, Co méritent une étude approfondie de leur variation sur des distances variant de 100 à 250 m de la cheminée d'altération minéralisée.
2. Les variations d'éléments près et loin du gisement présentent les meilleures anomalies au contact QFP-"rhyolite" et nous proposons donc que la partie supérieure de la "rhyolite" soit une zone tout à fait prioritaire dans toute étude géochimique subséquente. D'autre part, nous avons déjà mentionné que les anomalies étaient beaucoup plus étendues dans la "rhyolite" que dans le QFP. Donc, contrairement aux méthodes actuelles d'exploration pour les gisements volcanogènes, nous proposons que l'attention soit d'abord portée sur l'étude géochimique de la "rhyolite" plutôt que sur l'étude des variations dans le QFP.
3. L'étude des variogrammes nous a permis d'identifier des éléments présentant des variations locales de faible importance par rapport aux variations à grande échelle, donc susceptibles de montrer des anomalies significatives par rapport aux cheminées minéralisées. Il en



est ainsi des éléments majeurs Si, Fe<sup>T</sup>, Mg, Na, K et des éléments mineurs Li, V, Cs, Ba, Rb.

4. De plus, le but ultime de cette étude est de développer une technique d'exploration qui permettent d'en optimiser les coûts non seulement en limitant le nombre d'éléments à analyser mais aussi en limitant le nombre d'échantillons. L'étude des variogrammes nous a montré que l'intervalle optimum d'échantillonnage le long de trous verticaux serait de l'ordre de 25 m et qu'alors il rendrait compte des variations significatives de la plupart des éléments. Nous suggérons donc que la distance optimum d'échantillonnage est de 25 m et qu'un échantillonnage sur cette base permet de décrire avec toute confiance le contexte géochimique du gisement volcanogène qu'est le gisement de Millenbach.

## CHAPITRE 6

### UTILISATION DE L'ANALYSE DES CORRESPONDANCES

Pour le géochimiste, les données de base sont souvent une série d'échantillons pour lesquels on a analysé un certain groupe d'éléments, d'où un tableau dont les rangées sont les échantillons et les colonnes les variables. A partir de cette masse d'informations, il recherche essentiellement à définir des groupes d'échantillons et des groupes de variables qui ont des comportements semblables. Il peut en outre vouloir identifier les causes de telle ou telle variation, de tel ou tel regroupement. Pour ce faire, il a à sa disposition une multitude de diagrammes, binaires, ternaires ou quaternaires, mais aucun n'est "le diagramme-miracle". Il peut utiliser des matrices de corrélation et des statistiques primaires, mais il est toujours confronté avec l'impossibilité de dégager une image globale qui tienne compte de tous ses échantillons et de toutes ses variables. L'analyse des correspondances est alors un outil qui lui permettra d'atteindre une vue globale de la variabilité de son groupe d'échantillons.

#### 6.1 - Ce qu'est l'analyse des correspondances

L'analyse des correspondances est encore peu utilisée par les géochimistes malgré ses avantages sur l'analyse factorielle de mode R ou Q. Nous ne voulons pas ici décrire les fondements théoriques de cette méthode, ce qui a déjà été fait dans David et Woussen (1973), David et

Beauchemin (1974), David et Dagbert (1975), mais nous voudrions fournir les jalons qui permettront de comprendre les interprétations qui vont suivre.

L'analyse des correspondances est une technique d'analyse factorielle, qui combine les modes R et Q. Elle est indépendante du type de distribution et elle utilise une fonction de pondération, apparentée au  $\chi^2$ , pour éliminer les différences d'échelle entre les variables et l'importance exagérée de valeurs extrêmes. Considérons que nous avons 5 échantillons analysés pour 3 variables (par exemple,  $\text{SiO}_2$ , FeO, MgO): nous pouvons facilement représenter ces échantillons dans l'espace tridimensionnel des variables (figure 21a). De même, si nous avons 3 échantillons analysés pour 5 variables (par exemple,  $\text{SiO}_2$ , FeO, MgO,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ), nous pouvons représenter les variables dans l'espace des échantillons (figure 21b). Cependant, il est impossible de faire ces représentations dans un espace à plus de trois dimensions. Si l'on considère  $N$  échantillons analysés pour  $n$  variables (éléments majeurs ou mineurs, par exemple), on peut définir un espace de dimension  $n$  où se projettent alors les  $N$  échantillons. Cet espace peut être schématisé en 3 dimensions par un nuage de points, par exemple une ellipsoïde (figure 22a). La direction qui exprime le plus de variation entre les points (échantillons) est le plus grand axe de l'ellipsoïde et par la suite le deuxième, le troisième, ..., le  $n$ -ième, plus grand axe exprime le deuxième, le troisième, ..., le  $n$ -ième facteur de variation en importance décroissante. L'analyse des correspondances fait usage de la dualité entre l'espace des échantillons et l'espace des variables, pour projeter en même temps les échantillons (figure 22b) et de la même façon les variables dans le

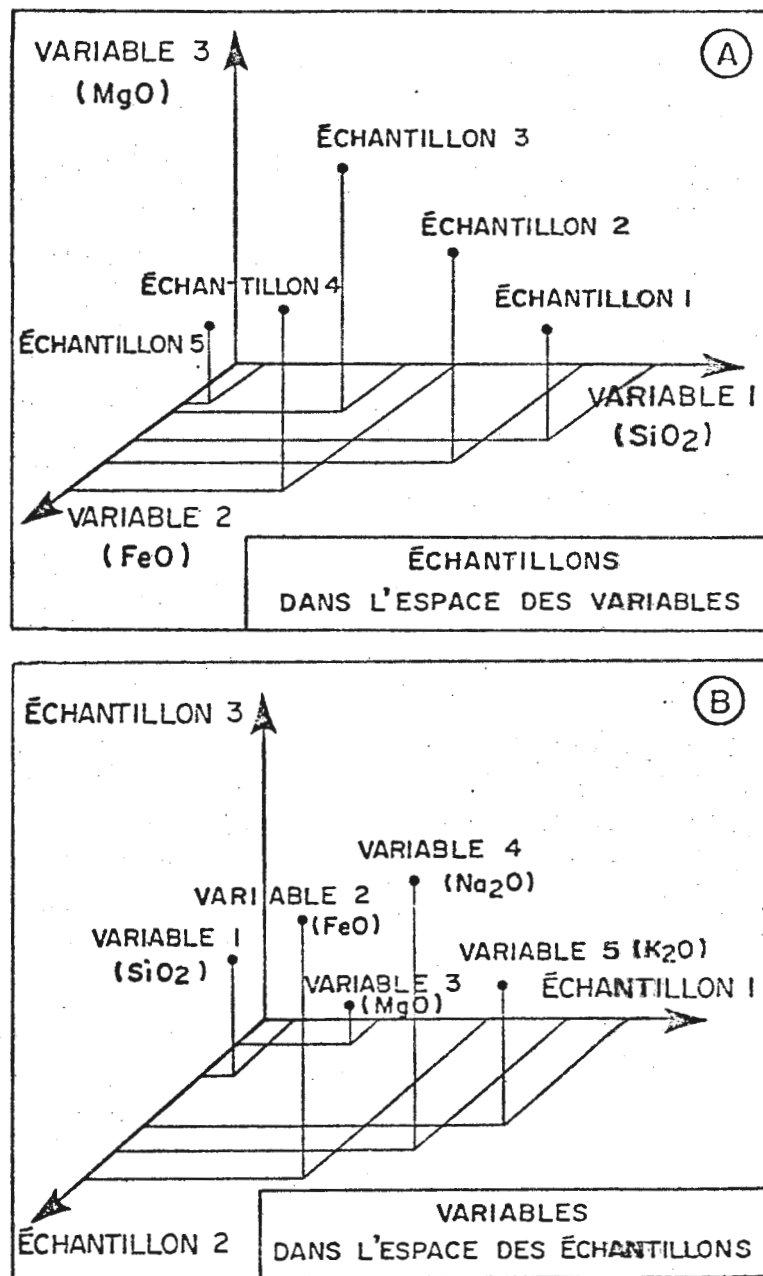


Figure 21 - a) Représentation des échantillons dans l'espace des variables.

b) Représentation des variables dans l'espace des échantillons.

Adapté de David et Dagbert (1975).

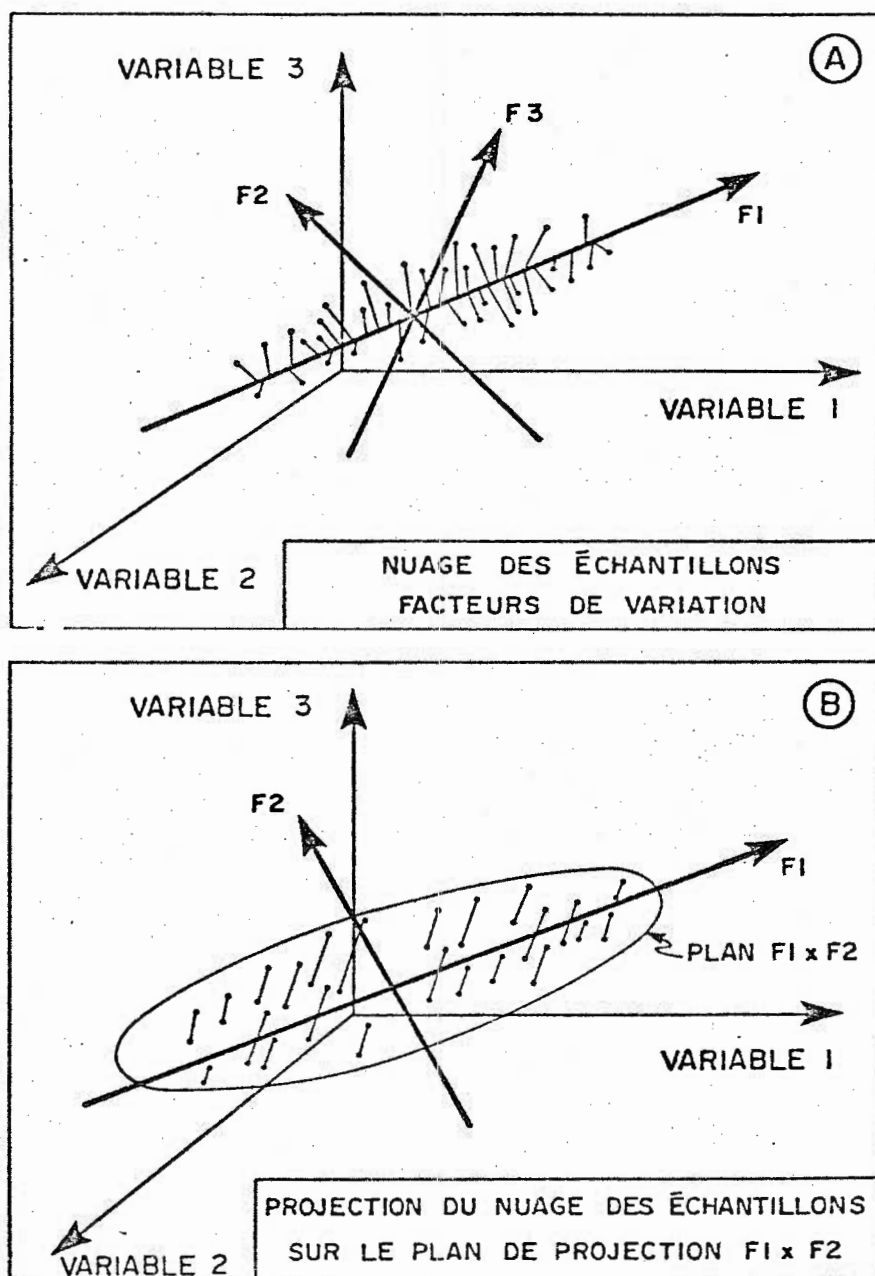


Figure 22 - a) Nuage des échantillons et facteurs de variation.  
 b) Projection du nuage des échantillons sur le plan de projection F1 x F2.

Adapté de David et Dagbert (1975).

même espace, à savoir les plans formés par les facteurs de variation. De plus, l'analyse des correspondances calcule aussi les distances entre les échantillons ou les variables et le centre de gravité du nuage de points. Dès lors, il est permis de reconnaître des groupes d'échantillons, ou de variables, et les interrelations entre les deux. Ces interrelations peuvent être expliquées par l'action des facteurs de variation et mis en évidence sur les diverses représentations graphiques. Ainsi, des points voisins appartiendront au même groupe, des variables voisines seront corrélées et un groupe de points sera caractérisé par les variables adjacentes.

L'analyse des correspondances nous fournit donc:

1. - Les facteurs qui expliquent la variation dans l'espace des échantillons et des variables.
2. - Le % de variation expliquée par chaque facteur.
3. - Les contributions absolues de chacun des échantillons ou de chacune des variables à la variation selon l'un ou l'autre des facteurs.
4. - Les contributions relatives de chaque facteur à la variation totale de tel ou tel échantillon ou de telle ou telle variable par rapport au centre de gravité du nuage de points.
5. - Les graphiques des variables et des échantillons projetés sur les plans des facteurs.

A partir de ces éléments, il est possible d'extraire des facteurs géologiques qui expliquent les regroupements ou les variations pour un ensemble de données géochimiques et, à la limite, on pourrait même cartographier ces différents facteurs.

Des exemples concrets d'application de l'analyse des corres-

pondances sont donnés dans Dagbert et David (1974), David et al. (1974) Dagbert et al. (1975), David et Dagbert (1975). Pour notre part, nous avons appliqué cette méthode en 1973 pour un travail sur un groupe d'analyses chimiques, publiées dans la littérature pour des rhyolites associées ou non à une minéralisation (figure 23). Nous avons alors noté une division très nette entre les rhyolites minéralisées et non-minéralisées. Le facteur qui expliquait cette variation impliquait le S, FeO, K<sub>2</sub>O d'un côté (enrichissement dans les rhyolites minéralisées) et le Na<sub>2</sub>O de l'autre (déficience).

## 6.2 - Résultats et interprétation

Nous avons appliqué l'analyse des correspondances à l'ensemble et à divers sous-groupes de nos 368 échantillons. L'interprétation des résultats nous a permis de faire une synthèse d'à peu près toutes les observations et elle sera à la base même de la construction de nos divers indices d'altération ou de minéralisation.

1. - Lorsqu'appliquée aux analyses en éléments majeurs de tous nos échantillons, l'analyse des correspondances donne les facteurs suivants (Tableau 19 et figure 24):

Facteur 1 : Le facteur de différenciation magmatique des deux types de roche est des plus évidents en fonction de l'opposition de Si et Na avec les autres éléments, surtout les éléments ferro-magnésiens. Ce facteur rend compte de 50 à 94% de la variation de la plupart des éléments

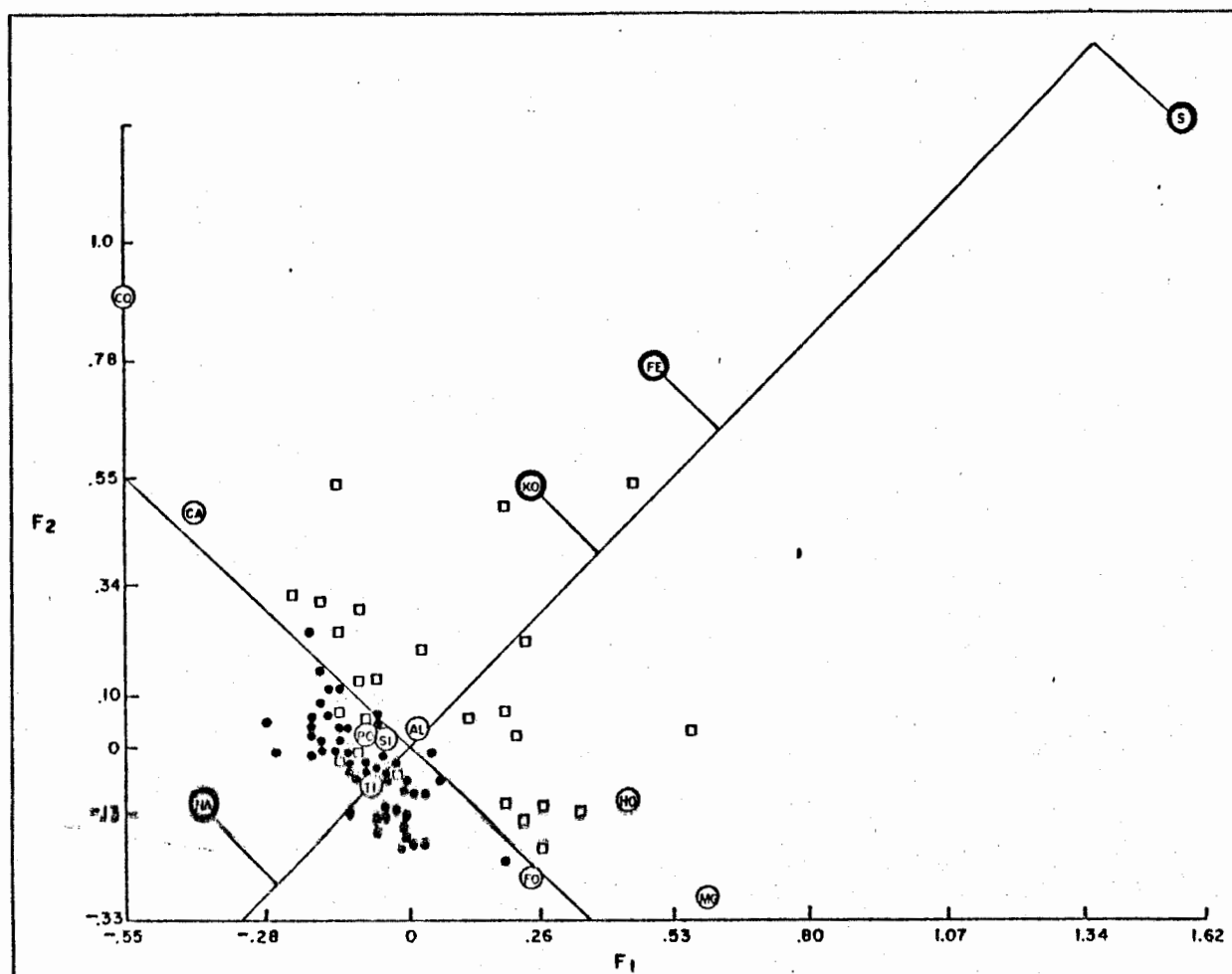


Figure 23 - Plan F1 x F2 pour l'analyse des correspondances appliquée à un groupe d'analyses chimiques publiées de rhyolites minéralisées (□) et non minéralisées (●).

Analyses tirées de Riddell (1952), Lickus (1965), Sakrison (1966), et Faessler (1962).



Facteurs (% Variation) : F1 44.56  
 F2 21.10  
 F3 12.97  
 F4 8.04  
 F5 4.22  
 (autres) 9.11

N.B.

FAC(i) = poids des variables sur le facteur Fi  
 AC(i) = contribution absolue au facteur Fi  
 RC(i) = contribution relative au facteur Fi

	Pondération	FAC(1)	AC(1)	RC(1)	FAC(2)	AC(2)	RC(2)	FAC(3)	AC(3)	RC(3)	FAC(4)	AC(4)	RC(4)	FAC(5)	AC(5)	RC(5)
SiO <sub>2</sub>	.671	+.13	17.54	89.79	+.01	0.30	.72	+.04	4.79	7.14	+.01	.58	.53	-.02	3.74	1.81
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.128	-.10	2.09	43.38	-.06	1.66	16.31	-.03	.44	2.64	-.05	2.54	9.52	+.08	14.28	28.14
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.025	-.50	10.28	54.05	+.37	12.23	30.44	-.12	1.92	2.94	-.07	1.00	.95	-.23	23.33	11.62
FeO	.047	-.70	36.31	94.05	-.16	4.07	4.99	+.01	.04	.03	-.07	1.86	.87	-.02	.25	.06
MgO	.030	-.44	9.52	83.43	-.18	3.42	14.20	-.06	.61	1.56	+.04	.38	.59	+.02	.26	.21
CaO	.010	+.01	.00	.00	-.25	2.08	5.44	-.94	45.69	73.53	+.49	19.95	19.91	+.11	2.14	1.12
Na <sub>2</sub> O	.021	+.43	6.25	30.01	-.08	.48	1.09	-.47	26.53	37.09	-.44	35.97	31.18	+.06	1.39	.63
K <sub>2</sub> O	.018	-.13	.45	5.77	+.06	.24	1.44	+.27	7.37	27.43	+.23	8.26	19.06	+.36	38.21	46.31
TiO <sub>2</sub>	.007	-.44	2.15	69.17	-.14	.46	7.00	-.19	1.44	13.49	-.13	1.07	6.24	+.11	1.34	4.10
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	.001	-.51	.56	76.60	-.12	.07	4.40	-.18	.24	9.46	-.16	.30	7.43	+.09	.16	2.11
CO <sub>2</sub>	.004	+.18	.19	2.44	-.18	.41	2.43	-.55	6.54	23.87	+.89	27.62	62.47	-.33	7.41	8.80
S	.007	-.50	2.86	7.41	+.14	72.63	89.26	-.26	2.54	1.92	+.05	.17	.08	+.21	5.41	1.33
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	.026	-.53	11.75	87.48	-.15	1.97	6.94	+.11	1.78	3.86	+.03	.25	.33	-.07	1.98	1.40
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	.002	-.12	.05	55.86	+.01	.00	.60	+.07	.07	20.47	+.06	.07	12.84	-.05	.10	10.23

Tableau 19 - Analyse des correspondances-éléments majeurs-tous les échantillons

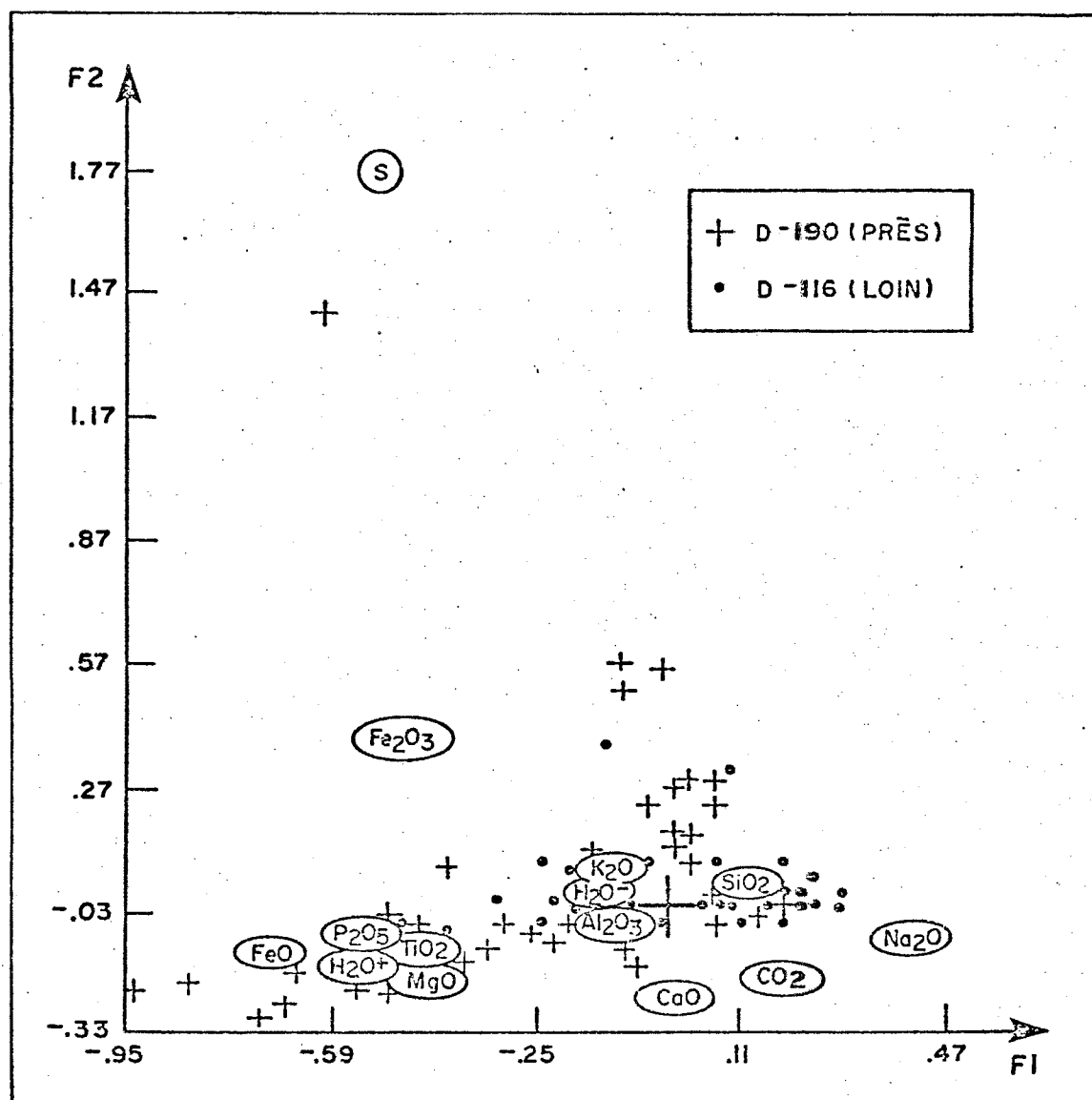


Figure 24 - Analyse des correspondances-éléments majeurs  
- tous les échantillons (n = 368).

majeurs à l'exception de Ca, K,  $\text{CO}_2$  et S.

Facteur 2 : Le facteur de formation des sulfures s'exprime par l'association Fe-S. Ce facteur explique près de 90% de la variation du S. A noter l'affinité du S avec le Fe dans son état d'oxydation le plus élevé ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ).

Facteur 3 et 4 : Ce facteur exprime entre 85 et 95% de la variation du Ca et du C, par la formation des carbonates.

Facteur 5 : L'opposition Fe vs K montre la zonalité de l'altération chlorite-séricite, avec déficience d'Al dans la zone centrale chloriteuse.

Cette première analyse des correspondances a mis en relief les principaux facteurs agissant sur notre groupe d'échantillons, à savoir différenciation, formation des sulfures et altérations. Par contre, elle ne permet pas de discriminer entre des échantillons près et loin du gisement.

Pour ce faire, nous avons appliqué l'analyse des correspondances à des sous-groupes d'échantillons selon le type de roche. Dans le cas du QFP (Tableau 20 et figure 25), nous avons obtenu les résultats suivants:

Facteur 1 : Ce facteur explique plus de 90% de la variation du S. La formation des sulfures Fe-S s'accompagne d'une déficience en Na.

Les facteurs 1 et 2 permettent de séparer les échantillons près du gisement de ceux qui en sont éloignés (ligne AA') et cette division s'explique sur la ligne BB' ( $\perp$  AA') par l'enrichissement d'éléments ferromagnésiens avec les sulfures et une déficience en Na. A noter que K, Al et Si ne participent pas à cette discrimination. On peut donc relier

Facteurs (% Variation) : F1 52.74  
 F2 19.22  
 F3 10.44  
 F4 7.16  
 F5 4.42  
 (autres) 6.02

N.B.

FAC(i) = poids des variables sur le facteur Fi  
 AC(i) = contribution absolue au facteur Fi  
 RC(i) = contribution relative au facteur Fi

	Pondération	FAC(1)	AC(1)	RC(1)	FAC(2)	AC(2)	RC(2)	FAC(3)	AC(3)	RC(3)	FAC(4)	AC(4)	RC(4)	FAC(5)	AC(5)	RC(5)
SiO <sub>2</sub>	.734	+.04	2.36	38.22	-.05	8.51	50.29	-.02	2.05	1.57	-.01	1.95	4.28	+.01	.46	.63
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.118	+.04	.40	25.53	+.05	1.74	40.26	+.02	.26	3.27	+.04	2.46	21.21	-.03	1.82	9.72
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.018	-.92	26.68	79.95	+.06	.28	.30	+.04	.21	.12	+.25	14.68	5.97	+.38	54.37	13.66
FeO	.026	-.25	2.78	22.11	+.43	23.46	67.99	+.06	.86	1.35	+.11	4.08	4.40	-.11	6.23	4.15
MgO	.022	-.10	.37	4.27	+.44	20.69	88.32	-.07	.87	2.00	+.06	1.25	1.97	-.09	3.55	3.45
CaO	.007	+.10	.13	1.10	+.48	8.14	25.03	+.71	31.74	53.02	-.42	16.51	18.92	+.13	2.72	1.92
Na <sub>2</sub> O	.021	+.29	3.22	20.46	-.25	6.36	14.71	+.43	35.75	44.90	+.27	21.27	18.33	-.08	3.00	1.60
K <sub>2</sub> O	.018	-.05	.07	1.96	+.10	.98	9.88	-.27	11.88	65.15	-.16	6.09	22.91	+.01	.05	.11
TiO <sub>2</sub>	.003	-.06	.02	1.38	+.39	2.62	66.27	+.20	1.20	16.43	+.15	1.02	9.63	-.12	1.08	6.29
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	.000	-.01	.00	.08	+.33	.21	61.60	+.19	.13	20.66	+.06	.02	2.00	-.17	.24	15.67
CO <sub>2</sub>	.004	+.03	.01	.11	+.40	3.49	18.40	+.49	9.63	27.60	-.65	24.48	48.12	+.22	4.75	5.77
S	.006	-2.45	63.14	91.25	-.57	9.40	4.95	+.18	1.68	.48	-.27	5.58	1.09	-.38	18.40	2.23
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	.019	-.15	.78	11.75	+.38	13.92	76.29	-.13	3.06	9.10	+.05	.62	1.26	-.06	1.27	1.60
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	.002	-.09	.04	10.14	+.04	.02	2.05	-.18	.68	38.59	-.02	.01	.43	+.20	2.04	48.78

Tableau 20 - Analyse des correspondances-éléments majeurs-QFP

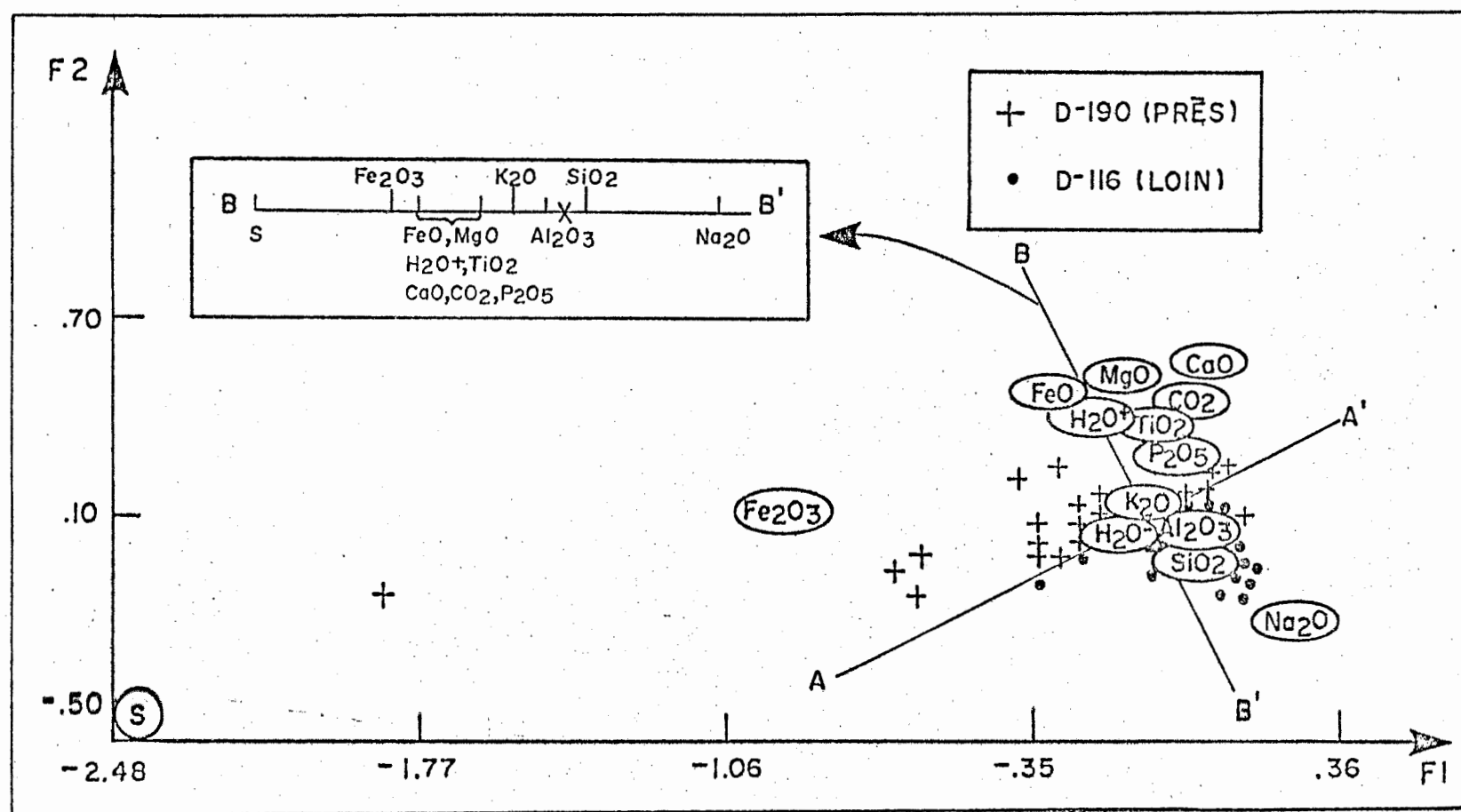


Figure 25 - Analyse des correspondances - éléments  
majeurs - QFP. (n = 166).

le phénomène de minéralisation avec les altérations de la roche encaissante, des points de vue minéralogique et chimique, tel que vu aux paragraphes 3.2 et 5.4.

Lorsqu'appliquée aux rhyolites, l'analyse des correspondances a donné les résultats suivants (Tableau 21 et figure 26):

Facteur 1 : La rhyolite, pétrochimiquement une dacite, étant beaucoup plus hétérogène que le QFP, présente un facteur de différenciation avec Si et Na en opposition aux éléments ferro-magnésiens.

Facteur 2 : La formation des sulfures s'accompagne d'une déficience en carbonates.

Les facteurs 1 et 2 permettent aussi une division entre les échantillons près et loin du gisement. Cette discrimination s'explique par les éléments des minéraux ferro-magnésiens et des carbonates d'un côté et le S et le IIa de l'autre. A noter que l'altération ferro-magnésienne adjacente au gisement s'accompagne d'une déficience en S dans la rhyolite et d'un enrichissement en S dans le QFP. Ceci vient confirmer nos conclusions lors de l'étude du contact rhyolite-QFP (Tableau 16 et paragraphe 5.5). Ces conclusions nous amène à penser que le S est transporté de la rhyolite vers le QFP.

Nous avons déjà mentionné que le contact rhyolite-QFP nous semblait particulièrement révélateur quant aux altérations associées au phénomène de minéralisation. On y a d'ailleurs décelé des anomalies significatives. Nous avons donc utilisé l'analyse des correspondances sur les échantillons de la partie supérieure (~ 15 m) de la rhyolite (Tableau 22 et figure 27):

Facteurs (% Variation) : F1 44.95  
 F2 18.42  
 F3 11.53  
 F4 9.74  
 F5 5.58  
 (autres) 9.78

N.B.

FAC(i) = poids des variables sur le facteur Fi  
 AC(i) = contribution absolue au facteur Fi  
 RC(i) = contribution relative au facteur Fi

	Pondération	FAC(1)	AC(1)	RC(1)	FAC(2)	AC(2)	RC(2)	FAC(3)	AC(3)	RC(3)	FAC(4)	AC(4)	RC(4)	FAC(5)	AC(5)	RC(5)
SiO <sub>2</sub>	.600	-.14	20.26	79.60	+.05	7.25	11.67	+.03	3.83	3.86	+.03	4.99	4.25	-.01	1.26	.62
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.137	+.12	3.69	49.25	-.05	1.50	8.17	+.00	.02	.08	-.11	13.64	39.43	+.03	1.85	3.07
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.036	+.28	4.96	27.07	-.03	.14	.31	-.35	30.56	42.80	+.04	.47	.55	-.29	43.21	29.27
FeO	.078	+.49	35.20	96.00	-.07	1.76	1.96	+.04	1.12	.78	-.01	.14	.08	+.05	3.46	1.17
MgO	.040	+.27	5.28	56.59	-.22	8.32	36.54	+.06	1.07	2.94	+.07	1.69	3.93	+.00	.00	.00
CaO	.010	-.29	1.53	9.98	-.64	18.19	48.56	-.41	11.80	19.72	+.31	7.85	11.09	+.30	13.17	10.65
Na <sub>2</sub> O	.014	-.76	15.19	41.51	-.77	37.93	42.47	-.03	.11	.08	-.47	26.38	15.63	-.07	.96	.32
K <sub>2</sub> O	.021	+.11	.48	5.36	+.33	10.30	46.94	-.04	.20	.57	-.22	8.79	21.19	+.25	18.79	25.93
TiO <sub>2</sub>	.011	+.19	.72	56.14	-.12	.65	21.02	+.03	.06	1.22	-.11	1.07	18.24	+.05	.35	3.39
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	.002	+.18	.13	68.09	-.01	.00	.14	-.01	.00	.23	-.12	.25	28.44	+.04	.05	3.11
CO <sub>2</sub>	.003	-.25	.36	3.46	-.47	3.17	12.50	-.51	5.80	14.33	+.10	26.87	56.09	+.50	11.40	13.62
S	.012	-.02	.01	.05	+.44	10.53	24.89	-.71	43.65	64.58	-.25	6.36	7.95	+.14	3.53	2.53
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	.035	+.44	12.12	91.51	-.04	.27	.82	+.08	1.76	3.42	+.07	1.49	2.43	-.08	1.94	1.82
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	.002	+.11	.06	89.32	+.00	.00	.00	+.03	.02	6.75	+.02	.01	1.81	+.02	.01	2.12

Tableau 21 - Analyse des correspondances-éléments majeurs-"rhyolites Amulet"

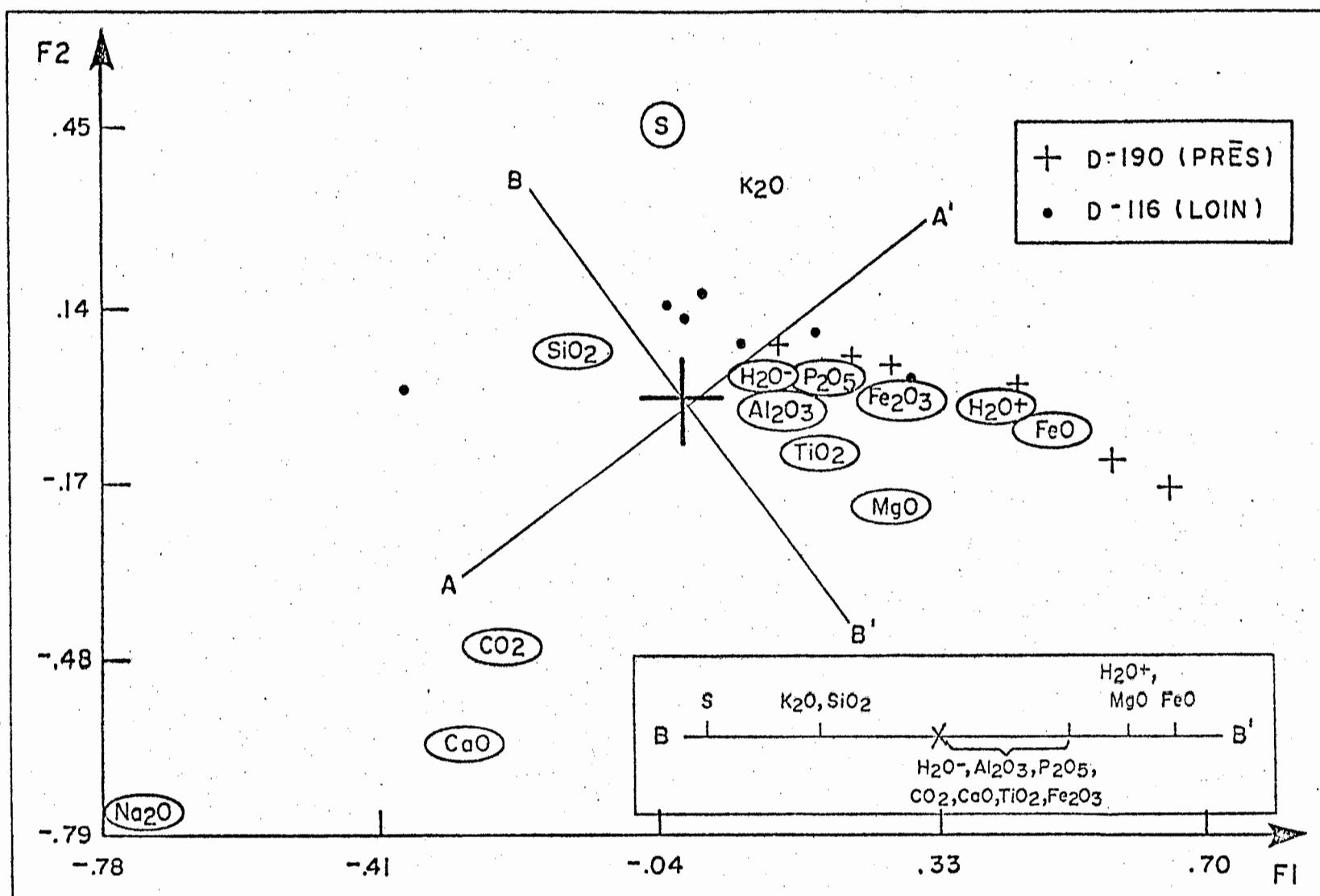


Figure 26 - Analyse des correspondances - éléments majeurs - rhyolites (n = 202).



Facteurs (% Variation) : F1 44.01  
 F2 16.76  
 F3 12.09  
 F4 9.44  
 F5 6.22  
 (autres) 10.68

N.B. FAC(i) = poids des variables sur le facteur Fi  
 AC(i) = contribution absolue au facteur Fi  
 RC(i) = contribution relative au facteur Fi

	Pondération	FAC(1)	AC(1)	RC(1)	FAC(2)	AC(2)	RC(2)	FAC(3)	AC(3)	RC(3)	FAC(4)	AC(4)	RC(4)	FAC(5)	AC(5)	RC(5)
SiO <sub>2</sub>	.620	-.12	15.59	76.66	+.01	.69	1.29	-.05	11.15	16.06	+.03	3.79	3.99	-.02	2.87	2.00
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.136	+.10	2.47	42.68	-.03	.39	2.58	+.03	.86	4.36	-.07	5.03	18.60	+.09	13.04	31.78
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.032	+.27	4.18	38.25	+.21	6.86	23.87	+.20	7.74	20.72	-.06	.81	1.59	-.17	12.05	15.57
FeO	.065	+.53	32.40	95.85	-.08	1.97	2.22	+.01	.02	.02	-.07	2.33	1.48	-.04	1.05	.44
MgO	.038	+.34	7.77	76.18	-.17	4.97	18.54	+.08	1.59	4.56	-.03	.32	.68	+.01	.04	.05
CaO	.012	-.34	2.42	10.78	-.55	16.23	27.52	+.76	40.92	53.36	+.26	6.40	6.11	+.16	3.53	2.22
Na <sub>2</sub> O	.021	-.67	16.79	58.00	-.14	1.80	2.37	+.21	5.83	5.89	-.51	44.80	33.19	+.07	1.12	.55
K <sub>2</sub> O	.017	-.01	2.27	16.38	+.22	3.88	10.64	-.07	.55	1.16	+.29	11.46	17.70	+.50	53.14	54.12
TiO <sub>2</sub>	.010	+.17	.54	56.78	-.06	.17	6.83	+.06	.23	7.13	-.10	.86	19.46	+.07	.66	9.80
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	.002	+.17	.10	82.09	-.01	.00	.15	+.02	.00	.96	-.07	.07	12.83	+.04	.04	3.98
CO <sub>2</sub>	.004	-.36	.85	7.25	-.59	5.91	19.08	+.59	7.75	19.26	+.90	24.04	43.74	-.44	8.89	10.66
S	.008	+.03	.01	.05	+.122	55.78	75.74	+.69	23.06	24.08	+.03	.07	.06	-.04	.13	.07
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	.032	+.51	14.50	92.99	-.09	1.37	3.35	-.04	.29	.55	-.00	.00	.00	-.09	3.44	3.12
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	.002	+.14	.08	95.70	-.02	.00	1.24	+.01	.00	.80	+.02	.01	1.66	-.01	.00	.60

Tableau 22 - Analyse des correspondances-éléments majeurs-"rhyolites"-zone de contact

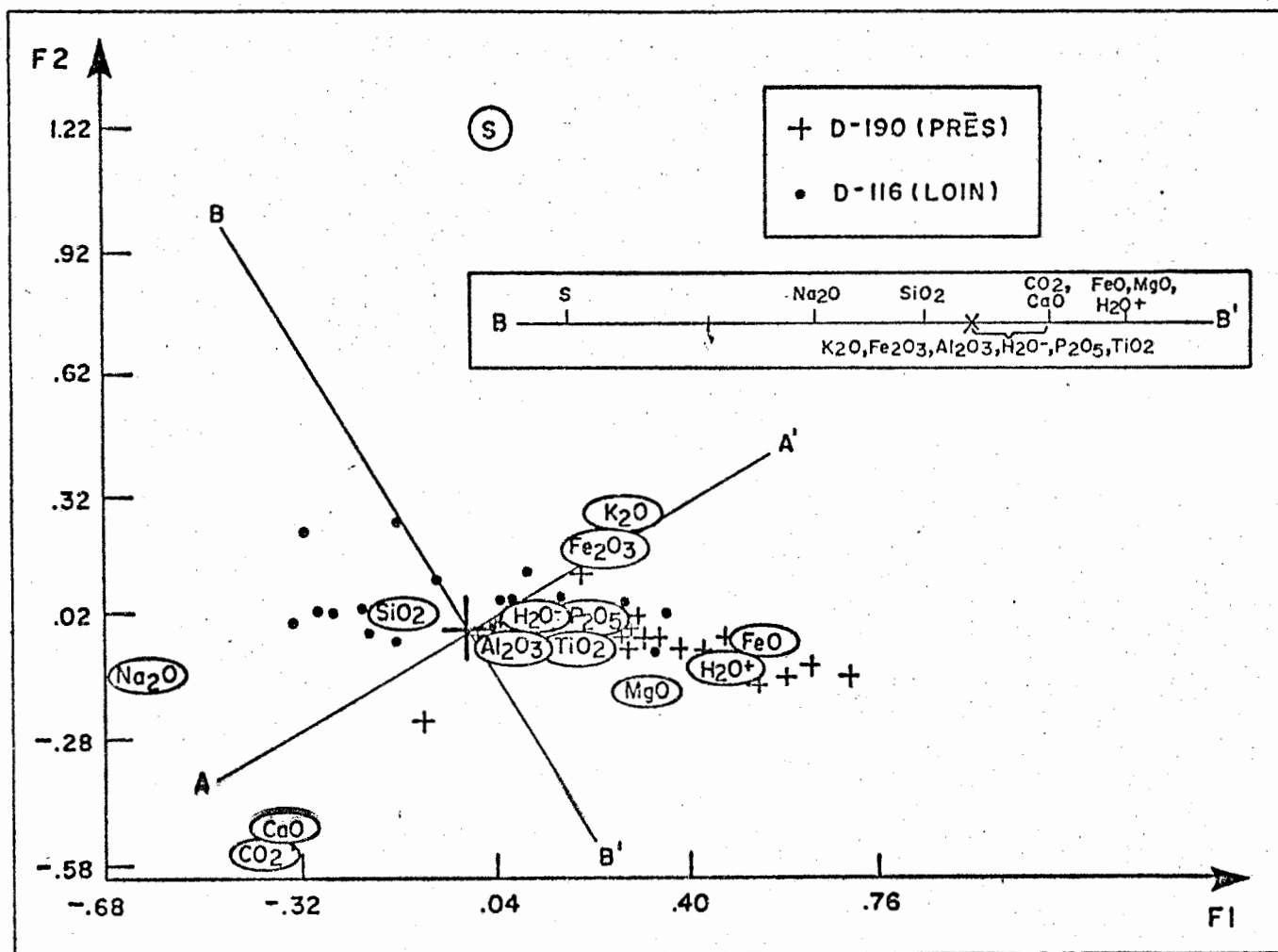


Figure 27 - Analyse des correspondances - éléments majeurs - rhyolites - zone de contact (n = 57).

Facteur 1 : Ce facteur est tout à fait indépendant du S. Il peut rendre compte de la différenciation ou de l'altération par l'eau de mer sur le contact. En effet, Si et Na sont en opposition avec Fe, Mg, H+.

Facteur 2 et 3 : La formation des sulfures s'accompagne d'une anomalie positive en K et d'un lessivage de Na et Ca.

Facteur 4 : Formation des carbonates.

Les facteurs 1 et 2 permettent aussi une discrimination entre nos échantillons avec les éléments ferro-magnésiens accompagnant les échantillons près du gisement et une déficience en S, Si et K pour ces mêmes échantillons. Il est bien possible que cette déficience soit indépendante de la minéralisation mais plutôt reliée à l'altération par l'eau de mer à l'interface.

Les éléments mineurs, après transformation logarithmique, devraient aussi présenter des variations structurées avec la minéralisation. Leur comportement beaucoup plus erratique que celui des éléments majeurs a restreint de beaucoup les conclusions qu'on a pu en tirer à partir des méthodes classiques de traitement de données. Par contre, l'analyse des correspondances est à la base même de la construction de notre indice de minéralisation, tel que défini au prochain chapitre.

Lorsqu'appliquée à tous les échantillons, l'analyse des correspondances a donné les résultats suivants (Tableau 23 et figure 28):

Facteur 1 : La présence des éléments métalliques, entre autres Cu et Zn, s'accompagne d'une déficience pour un groupe de 11 éléments dont Sr et Ba.

Facteur 2 : Ce facteur exprime essentiellement la zonalité Cu-Zn

Facteurs (% Variation) : F1 42.20  
 F2 28.14  
 F3 10.04  
 F4 7.56  
 F5 4.69  
 (autres) 7.37

N.B.

FAC(i) = poids des variables sur le facteur Fi  
 AC(i) = contribution absolue au facteur Fi  
 RC(i) = contribution relative au facteur Fi

	Pondération	FAC(1)	AC(1)	RC(1)	FAC(2)	AC(2)	RC(2)	FAC(3)	AC(3)	RC(3)	FAC(4)	AC(4)	RC(4)	FAC(5)	AC(5)	RC(5)
Cu	.147	+1.15	37.74	54.65	-1.05	46.73	45.11	- .74	.66	.23	- .01	.02	.01	- .01	.03	.00
Zn	.324	+ .52	17.60	35.53	+ .71	47.10	63.41	+ .07	1.27	.61	- .06	1.24	.45	+ .00	.01	.00
Mn	.287	- .64	23.01	68.93	- .22	3.88	7.75	+ .35	27.96	19.93	+ .14	6.12	3.29	- .03	.32	.11
Co	.014	- .70	1.37	11.06	- .19	.16	.84	- .41	1.98	3.82	- .34	1.84	2.66	+1.90	90.79	81.62
Pb	.013	+ .10	.03	.13	+ .58	1.24	4.25	-1.40	20.37	24.89	+2.36	76.68	70.57	+ .11	.28	.16
Cd	.001	+ .68	.08	47.16	+ .71	.13	51.80	+ .05	.00	.30	- .08	.01	.74	- .01	.00	.00
Mo	.000	- .48	.01	55.88	- .17	.00	7.35	+ .01	.00	.01	+ .04	.00	.42	+ .38	.08	36.34
Li	.005	- .59	.35	93.61	- .13	.03	4.76	- .02	.00	.12	- .07	.03	1.24	+ .03	.01	.27
V	.018	- .70	1.66	73.04	- .21	.23	6.81	+ .35	1.77	18.51	+ .10	.21	1.65	- .00	.00	.00
Cr	.006	- .62	.42	90.38	- .17	.05	6.82	+ .04	.01	.33	+ .05	.01	.49	+ .09	.08	1.98
Hg	.000	- .64	.00	85.60	- .12	.00	3.04	+ .05	.00	.43	+ .02	.00	.12	+ .22	.00	10.72
Au	.000	- .31	.00	33.59	+ .14	.00	7.01	- .13	.00	5.70	+ .25	.00	22.40	+ .30	.00	31.30
Ag	.000	+ .22	.00	20.86	- .33	.01	44.89	- .28	.03	33.03	+ .02	.00	.13	- .05	.00	1.09
As	.001	- .43	.03	69.64	- .06	.00	1.50	- .19	.02	13.19	+ .11	.01	4.45	+ .17	.04	11.22
Ba	.148	- .72	14.94	51.27	- .05	.10	.22	- .62	45.70	37.31	- .29	13.54	8.33	- .17	7.54	2.88
Sr	.014	- .79	1.70	87.22	- .23	.21	7.35	+ .03	.01	.11	- .08	.10	.95	+ .18	.76	4.37
Cs	.000	- .54	.02	73.48	- .09	.00	2.07	+ .24	.02	14.82	+ .08	.00	1.55	- .18	.02	8.08
Rb	.021	- .50	1.04	86.39	- .14	.12	6.53	- .11	.20	3.97	- .09	.19	2.81	+ .03	.03	.30

Tableau 23 - Analyse des correspondances-éléments mineurs-tous les échantillons

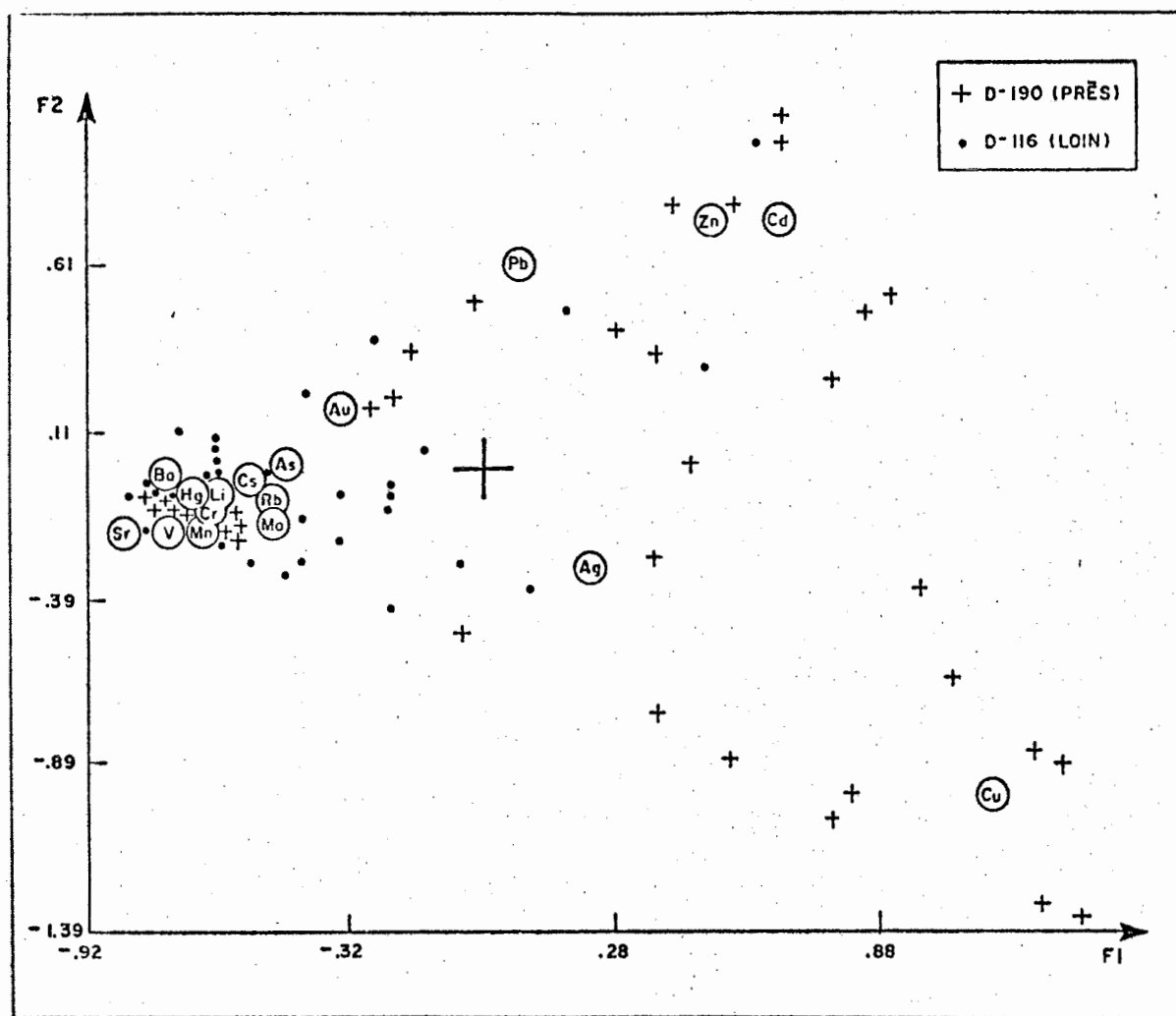


Figure 28 - Analyse des correspondances - éléments mineurs -  
tous les échantillons (n = 368).

autour du gisement.

Ces deux facteurs expliquent presque 100% de la variation des éléments métalliques et montrent deux associations intéressantes:

Zn - Cd - Pb - (Au)

Cu - Ag.

Mais on ne peut utiliser ce diagramme pour exercer une discrimination entre les échantillons près et loin du gisement.

Par contre, l'application de l'analyse des correspondances, pour les éléments mineurs dans le cas des échantillons de QFP, est beaucoup plus intéressante (Tableau 24 et figure 29):

Les facteurs sont les mêmes que pour le cas précédent. Les facteurs F1 et F2 expliquent plus de 80% de la variation des éléments Cu et Zn. En fait, le facteur 1 permet une très bonne discrimination entre les échantillons près et loin du gisement avec un enrichissement en Cu-Zn-Cd-Ag, Pb et une déficience en Ba, Sr, Mn, Li, V et quelques autres.

Dans le cas des échantillons de rhyolites (Tableau 25 et figure 30), près de 100% de la variation des éléments métalliques est exprimé par les facteurs 1 et 2, qui sont grosso modo les mêmes que précédemment, sauf qu'ils sont inversés. La discrimination est sensiblement moins bonne et on constate le même comportement des éléments mineurs dans la rhyolite et le QFP, quand on compare leur association beaucoup plus étroite avec les échantillons près du gisement (D-190).

Enfin, lorsqu'appliquée aux échantillons de rhyolite de la zone de contact, l'analyse des correspondances a dégagé sensiblement les mêmes deux premiers facteurs (Tableau 26 et figure 31). La discrimination, entre les échantillons près et loin du gisement, est très faible mais on

Facteurs (% Variation) : F1 57.93  
 F2 24.89  
 F3 8.16  
 F4 2.71  
 F5 1.02  
 (autres) 4.49

N.B. FAC(i) = poids des variables sur le facteur Fi  
 AC(i) = contribution absolue au facteur Fi  
 RC(i) = contribution relative au facteur Fi

	Pondération	FAC(1)	AC(1)	RC(1)	FAC(2)	AC(2)	RC(2)	FAC(3)	AC(3)	RC(3)	FAC(4)	AC(4)	RC(4)	FAC(5)	AC(5)	RC(5)
Cu	.236	+ .89	26.99	56.09	- .79	49.12	43.87	- .02	.10	.03	- .01	.09	.01	+ .00	.00	.00
Zn	.326	+ .59	16.56	43.71	+ .67	49.49	56.13	- .01	.07	.03	- .03	1.05	.13	+ .00	.00	.00
Mn	.180	- .91	21.49	80.96	- .10	.57	.93	+ .43	33.69	17.89	- .05	1.22	.22	- .01	.03	.00
Co	.015	- .95	1.95	44.87	- .08	.03	.31	- .34	1.79	5.81	- .08	.29	.31	- .99	67.21	48.70
Pb	.010	+ .19	.06	1.26	+ .24	.19	1.90	+ .08	.07	.22	+1.70	90.94	96.49	- .06	.19	.13
Cd	.001	+ .55	.05	52.90	+ .44	.07	34.12	- .03	.00	.14	- .19	.12	6.27	+ .19	.18	6.57
Mo	.000	- .61	.03	43.95	+ .01	.00	.02	+ .57	.16	39.37	+ .37	.20	16.14	- .07	.01	.52
Li	.006	- .64	.60	90.83	- .02	.00	.07	+ .14	.12	2.61	+ .22	.88	6.18	- .05	.06	.31
V	.018	- .89	2.06	52.67	- .07	.03	.35	+ .76	10.69	38.56	- .05	.15	.18	+ .35	10.25	8.25
Cr	.007	- .83	.65	76.20	- .03	.00	.11	+ .45	1.36	22.33	+ .11	.24	1.32	+ .02	.01	.04
Hg	.000	- .79	.00	66.70	+ .04	.00	.14	+ .38	.00	15.84	+ .40	.01	17.01	- .05	.00	.31
Au	.000	- .41	.00	30.59	+ .29	.00	15.05	+ .43	.00	33.30	+ .27	.00	13.50	- .21	.00	7.55
Ag	.001	+ .45	.01	41.31	- .47	.04	44.89	- .06	.00	.86	+ .25	.10	12.79	- .03	.00	.16
As	.001	- .55	.03	32.05	+ .23	.01	5.44	+ .22	.03	5.19	+ .73	1.13	57.03	+ .05	.01	.29
Ba	.156	-1.06	25.24	77.05	- .09	.39	.51	- .56	50.45	21.71	- .01	.02	.00	+ .10	7.53	.72
Sr	.015	- .96	2.07	81.25	- .09	.04	.72	+ .08	.10	.57	- .06	.15	.27	- .44	13.91	17.20
Cs	.001	- .66	.04	29.16	+ .02	.00	.02	+ .86	.47	49.39	+ .35	.23	8.24	+ .44	.56	13.19
Rb	.028	- .74	2.18	88.64	- .03	.01	.18	+ .18	.88	5.07	+ .19	3.18	6.08	- .02	.03	.04

Tableau 24 - Analyse des correspondances-éléments mineurs-QFP

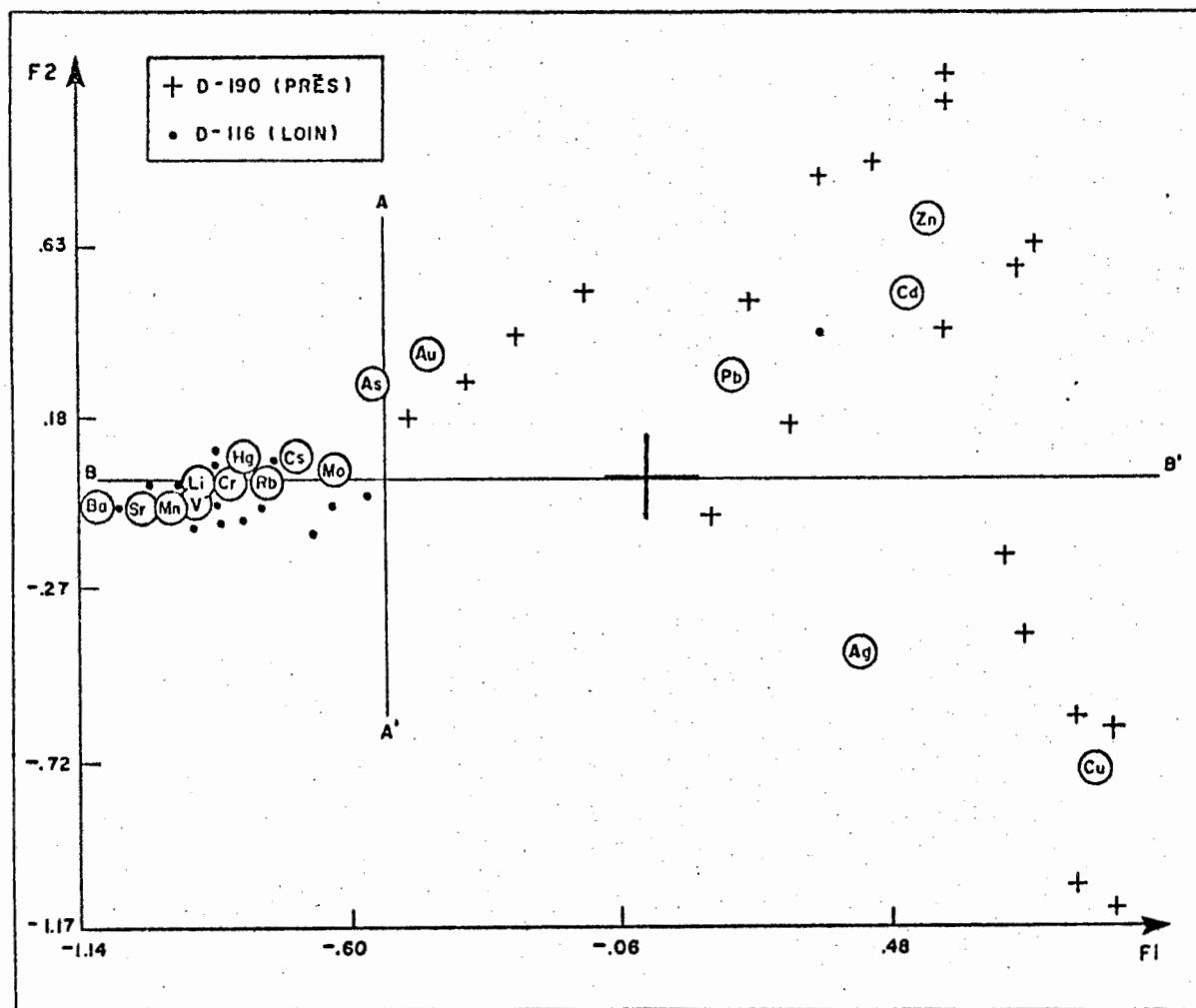


Figure 29 - Analyse des correspondances - éléments mineurs -  
QFP - (n = 166).



Facteurs (% Variation) : F1 34.51  
 F2 31.06  
 F3 11.79  
 F4 7.63  
 F5 6.97  
 (autres) 8.04

N.B.

FAC(i) = poids des variables sur le facteur Fi  
 AC(i) = contribution absolue au facteur Fi  
 RC(i) = contribution relative au facteur Fi

	Pondération	FAC(1)	AC(1)	RC(1)	FAC(2)	AC(2)	RC(2)	FAC(3)	AC(3)	RC(3)	FAC(4)	AC(4)	RC(4)	FAC(5)	AC(5)	RC(5)
Cu	.096	+ .02	.01	.01	+1.81	88.75	99.43	- .12	1.06	.45	- .05	.24	.07	+ .04	.15	.04
Zn	.324	- .86	60.63	94.44	- .16	2.43	3.40	+ .13	4.02	2.14	+ .00	.01	.00	- .01	.07	.02
Mn	.348	+ .56	27.97	78.77	- .15	2.09	5.29	+ .14	5.26	5.06	+ .21	17.03	10.60	- .03	.50	.29
Co	.014	+ .55	1.10	5.19	- .18	.14	.57	- .16	.27	.44	-1.24	25.17	26.27	-1.98	70.77	67.52
Pb	.014	- .56	1.15	3.50	- .53	1.14	3.14	-2.70	77.58	80.94	+ .98	15.64	10.56	- .41	3.01	1.86
Cd	.001	-1.17	.28	94.37	- .16	.01	1.82	+ .18	.02	2.15	+ .11	.01	.86	- .11	.01	.79
Mo	.000	+ .45	.01	31.16	- .09	.00	1.22	- .02	.00	.04	- .18	.01	5.08	- .64	.12	62.51
Li	.005	+ .40	.19	84.52	- .13	.02	9.45	+ .10	.03	4.83	+ .03	.00	.42	- .04	.01	.78
V	.017	+ .61	1.65	64.51	- .22	.23	8.16	+ .24	.72	9.63	+ .29	1.69	14.62	- .13	.39	3.07
Cr	.005	+ .50	.31	84.59	- .16	.04	8.97	+ .02	.00	.08	+ .07	.03	1.65	- .12	.09	4.70
Hg	.000	+ .52	.00	54.70	- .25	.00	12.27	+ .12	.00	2.91	+ .05	.00	.53	- .38	.00	29.59
Au	.000	+ .11	.00	4.53	- .22	.00	17.63	- .35	.00	42.80	- .08	.00	2.03	- .31	.00	33.00
Ag	.000	+ .15	.00	6.63	+ .10	.00	2.96	- .28	.03	23.29	- .41	.09	47.60	+ .26	.04	19.52
As	.001	+ .37	.03	54.90	- .05	.00	1.10	- .21	.02	16.80	- .25	.05	24.27	- .09	.01	2.94
Ba	.143	+ .35	4.49	17.09	- .34	4.82	16.50	- .32	10.81	14.04	- .49	39.96	33.60	+ .37	24.42	18.77
Sr	.013	+ .69	1.63	80.31	- .28	.30	13.16	+ .12	.15	2.52	+ .04	.03	.34	- .15	.37	3.67
Cs	.000	+ .42	.01	40.45	- .31	.01	23.13	+ .30	.02	20.79	+ .25	.02	14.80	+ .06	.00	.82
Rb	.018	+ .34	.52	92.80	- .08	.03	4.98	+ .03	.01	.74	- .02	.01	.36	- .04	.03	1.12

Tableau 25 - Analyse des correspondances-éléments mineurs-"rhyolites Amulet"

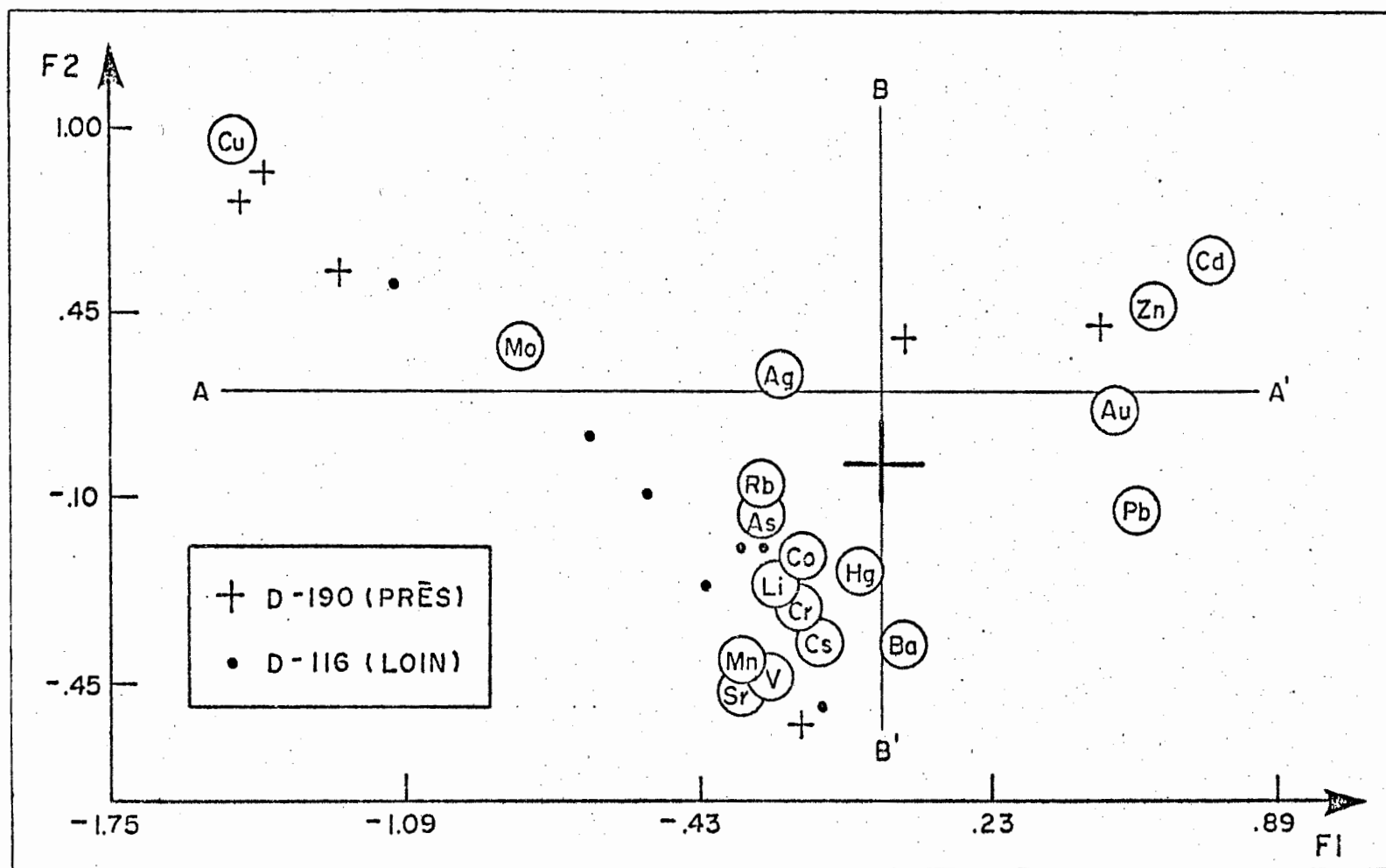


Figure 30 - Analyse des correspondances - éléments mineurs - rhyolites (n = 202).

Facteurs (% Variation) : F1 40.08  
 F2 32.88  
 F3 14.55  
 F4 7.28  
 F5 2.50  
 (autres) 2.71

N.B. FAC(i) = poids des variables sur le facteur Fi  
 AC(i) = contribution absolue au facteur Fi  
 RC(i) = contribution relative au facteur Fi

	Pondération	FAC(1)	AC(1)	RC(1)	FAC(2)	AC(2)	RC(2)	FAC(3)	AC(3)	RC(3)	FAC(4)	AC(4)	RC(4)	FAC(5)	AC(5)	RC(5)
Cu	.115	-1.47	57.43	70.35	+ .94	28.99	29.13	+ .10	.81	.36	- .07	.69	.15	+ .01	.03	.00
Zn	.414	+ .60	34.32	65.67	+ .42	20.61	32.35	- .10	2.53	1.76	+ .03	.65	.23	+ .00	.02	.00
Mn	.267	- .31	6.01	15.40	- .66	33.30	70.06	- .15	4.04	3.76	+ .24	19.87	9.26	+ .10	9.49	1.52
Co	.009	- .17	.06	7.53	- .32	.27	28.03	+ .02	.00	.06	- .04	.02	.42	- .49	8.24	63.94
Pb	.015	+ .58	1.19	3.40	- .19	.15	.35	+3.01	88.51	91.83	+ .66	8.50	4.42	+ .00	.00	.00
Cd	.001	+ .76	.13	58.12	+ .58	.09	34.37	- .24	.04	6.07	+ .12	.02	1.42	- .01	.00	.02
Mo	.000	- .83	.01	64.55	+ .29	.00	8.11	+ .31	.01	9.03	+ .08	.00	.60	- .43	.06	17.71
Li	.003	- .21	.03	19.78	- .38	.12	67.27	- .07	.01	2.31	- .02	.00	.26	- .15	.25	10.38
V	.017	- .28	.32	6.01	- .68	2.19	34.17	- .19	.38	2.59	+ .28	1.67	5.76	- .83	43.38	51.46
Cr	.004	- .16	.03	4.12	- .47	.25	34.29	+ .06	.01	.64	- .02	.00	.06	- .63	5.94	60.89
Hg	.000	- .03	.00	.27	- .36	.00	53.16	+ .00	.00	.00	+ .00	.00	.00	- .33	.00	46.56
Au	.000	+ .52	.00	42.44	+ .14	.00	3.14	+ .27	.00	11.11	- .52	.00	43.10	+ .04	.00	.21
Ag	.000	- .21	.00	13.77	+ .23	.01	15.82	+ .36	.03	39.61	- .29	.04	25.73	- .13	.03	5.07
As	.001	- .26	.01	12.98	- .19	.01	6.44	+ .24	.02	10.85	+ .11	.01	2.39	- .60	.72	67.34
Ba	.132	+ .06	.12	.50	- .59	12.84	43.35	+ .20	3.49	5.21	- .63	67.93	50.81	+ .03	.49	.13
Sr	.008	- .29	.15	5.36	- .69	1.08	30.79	- .13	.09	1.09	+ .06	.04	.22	- .98	28.79	62.53
Cs	.000	- .12	.00	1.46	- .56	.02	29.70	- .40	.02	15.53	+ .73	.12	51.38	+ .14	.01	1.94
Rb	.013	- .25	.19	38.41	- .14	.07	11.49	+ .05	.02	1.49	- .16	.44	16.32	- .23	2.54	32.39

Tableau 26 - Analyse des correspondances-éléments mineurs-"rhyolites"-zone de contact

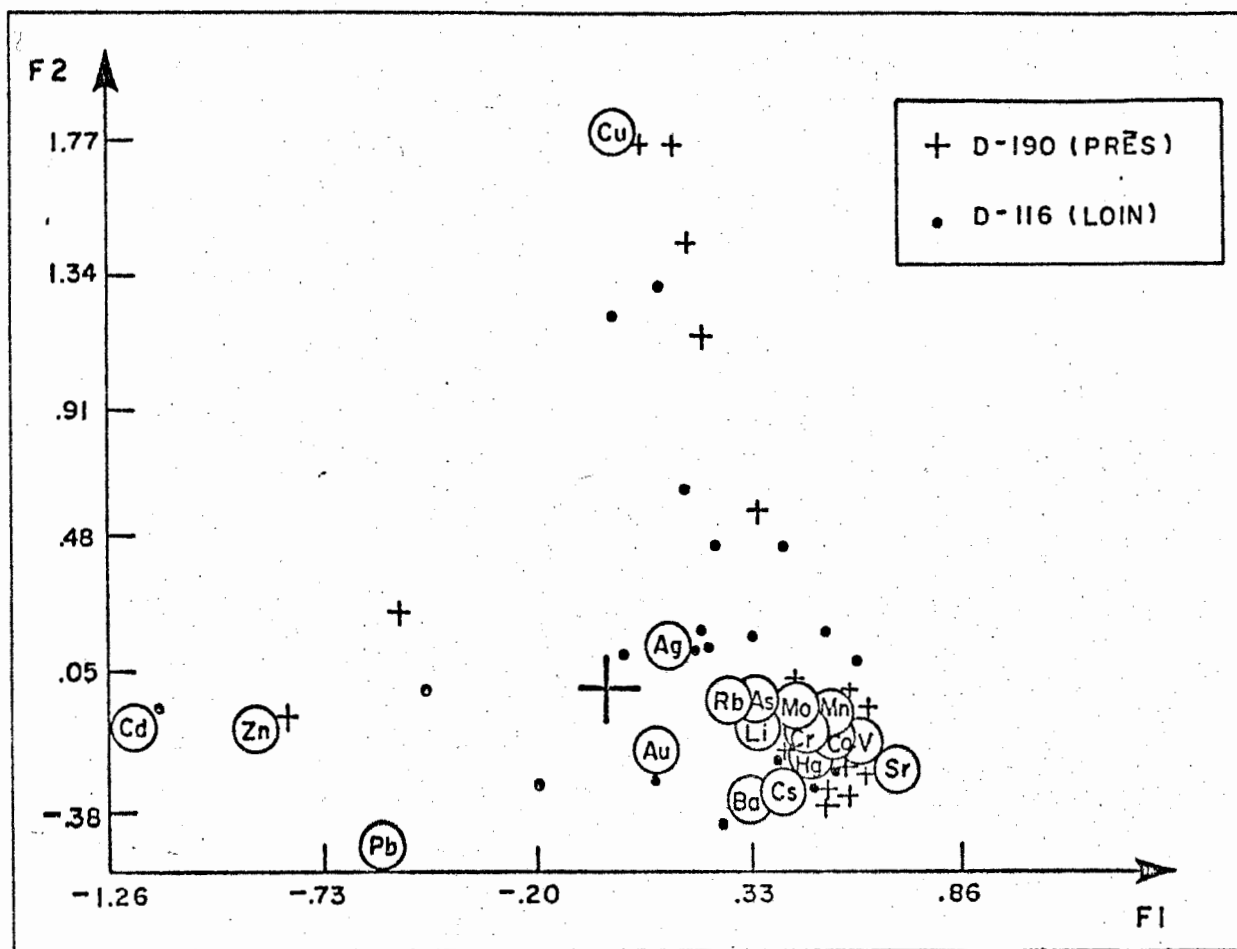


Figure 31 - Analyse des correspondances - éléments mineurs -  
rhyolites - zone de contact (n = 57).

peut déceler qu'elle s'effectue avec les éléments métalliques à un pôle et un groupe d'une dizaine d'éléments de l'autre, comme pour le QFP.

### 6.3 - Résumé

L'analyse des correspondances est une technique d'analyse multivariable qui nous a donné une vue globale de la variation des éléments dans l'environnement du gisement Millenbach.

Comme première constatation, il faut souligner l'aptitude de cette méthode à expliquer la variation et à effectuer une discrimination entre des échantillons près et loin du gisement. Les conclusions que l'on peut en tirer sont d'autant plus évidentes qu'on traite les échantillons en sous-groupes selon le type de roche. Pour faire de telles études, il est donc essentiel de connaître la stratigraphie physique et chimique de l'environnement échantillonné.

Lorsqu'appliquée aux échantillons de QFP, l'analyse des correspondances a montré d'une part que la formation des sulfures s'accompagnait d'une déficience en Na et d'autre part que l'enrichissement en Cu-Zn-Cd-Ag-Pb correspondait à une déficience en Ba,Sr,Mn,Li et V. Ces résultats sont difficilement vérifiables par un traitement ou un diagramme classique.

Dans la rhyolite, plus hétérogène et plus poreuse, d'une part l'altération ferro-magnésienne adjacente au gisement va de pair avec une déficience non seulement en Na mais aussi en S. Comme nous l'avons déjà noté, le S a un comportement inverse dans le QFP et la rhyolite. Il

semble donc que cet élément soit transporté de la rhyolite (déficience) vers le QFP (enrichissement).

Enfin, dans la zone supérieure de la rhyolite, au contact rhyolite-QFP, les échanges sont à peu près les mêmes que précédemment si ce n'est une déficience en S, Si et K près du gisement. Ces altérations sont possiblement indépendantes de la minéralisation mais plutôt reliées à l'altération normale à l'interface roche-eau de mer.

## CHAPITRE 7

### DISCRIMINATION QUANT A LA PROXIMITE DES GISEMENTS

#### 7.1 - Généralités

La connaissance de l'environnement géochimique global des gisements est vitale pour l'exploration de ces gisements. Cette connaissance se concrétise sur deux plans:

1. détermination des variations spatiales systématiques dans et autour des cheminées d'altération
2. emploi de techniques géostatistiques qui permettent l'évaluation des relations spatiales de cet environnement.

Dans le but de développer une technique d'exploration géochimique applicable aux gisements volcanogènes de sulfures massifs, nous suggérons l'utilisation d'un indice d'altération. Dans la littérature des dix dernières années, plusieurs indices ont été proposés, comme par Descarreaux (1973) ou Marcotte (1978), mais la plupart de ces indices ont été conçus dans le but de circonscrire à l'échelle régionale des cibles favorables à la minéralisation. A partir de la connaissance globale du chimisme ambiant de la lentille de sulfures massifs sous étude, nous avons construit quelques indices d'altération et de minéralisation, mettant surtout à profit les conclusions de l'analyse des correspondances.

#### 7.2 - L'indice d'altération à grande amplitude

L'indice d'altération à grande amplitude est composé des éléments

qui présentent des anomalies assez étendues telles que déterminées précédemment : enrichissement en  $\text{FeO}$ ,  $\text{H}_2\text{O}^+$  et déficience en  $\text{Na}_2\text{O}$ . Ces éléments sont ressortis comme les plus importants dans toutes nos méthodes (voir les chapitres 3.3, 5.4, 5.5, 6.3). Ces éléments ont formé le premier indice. Puis, d'autres éléments sont venus s'ajouter après une étude de corrélation (Tableau 27), d'où l'indice d'altération à grande amplitude:

$$\text{INDICG} = \left( \frac{Q \text{ FeO} + Q \text{ K}_2\text{O} + Q \text{ S} + Q \text{ H}_2\text{O}^+ - Q \text{ CaO} - Q \text{ Na}_2\text{O}}{\Sigma \text{ quantités molaires de tous les éléments majeurs}} \right)_{\text{D-XXX}} - \left( \frac{Q \text{ FeO} + Q \text{ K}_2\text{O} + Q \text{ S} + Q \text{ H}_2\text{O}^+ - Q \text{ CaO} - Q \text{ Na}_2\text{O}}{\Sigma \text{ quantités molaires de tous les éléments majeurs}} \right)_{\text{Rx moy}}$$

A noter que tous les calculs s'effectuent après transformation des données en % Poids pour obtenir des quantités molaires, puisque c'est généralement à ce niveau que se font les échanges responsables de l'altération. Etant donné les hétérogénéités locales toujours possibles le long d'un trou de forage, comme la présence de dykes, failles, veines plus ou moins minéralisées, nous avons choisi de pondérer ces effets en travaillant avec les valeurs moyennes des différents éléments pour chacun des trous disponibles (D-XXX) et en comparant ces valeurs avec la valeur moyenne du type de roche considéré (Rx moy). Le Tableau 28 donne un exemple de calcul d'un indice. Les figures 32a, 33a et 34a montrent la relation entre l'indice d'altération à grande amplitude et la distance au gisement pour les trous disponibles: l'indice de corrélation est de - 0.78 pour cette relation dans le cas de la rhyolite, - 0.5 pour le QFP et - 0.43 pour la zone de contact de la rhyolite (RCON). Les meilleurs résultats sont pour



Tableau 27

Corrélation des éléments avec l'indice d'altération  
à grande amplitude

	<u>TOUT</u>	<u>QP</u>	<u>RHYO</u>	<u>CONTACT</u>
SiO <sub>2</sub>	-.77	-.70	-.76	-.75
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.44	-.10	.48	.53
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.58	.64	.47	.43
+FeO	.86	.69	.89	.88
MgO	.69	.61	.65	.45
-CaO	-.27	-.14	-.46	-.48
-Na <sub>2</sub> O	-.74	-.76	-.81	-.75
+K <sub>2</sub> O	.36	.43	.41	.31
TiO <sub>2</sub>	.53	.28	.45	.49
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	.52	.20	.45	.49
CO <sub>2</sub>	-.18	.01	-.24	-.20
+S	.33	.64	.16	.14
+H <sub>2</sub> O+	.90	.80	.92	.89

Tableau 28

## Exemple de calcul d'un indice d'altération

	% Poids	Poids moléculaires des oxydes	Quantités moléculaires	
D-190-QP (D-xxx) (cf Appendice VI)				
SiO <sub>2</sub>	70.80	60.08	1.18	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10.28	101.96	.10	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.10	159.69	.03	
FeO	3.57	71.85	.05	
MgO	2.16	40.31	.05	
CaO	0.22	56.08	.00	
Na <sub>2</sub> O	0.20	61.98	.00	
K <sub>2</sub> O	2.30	94.20	.02	
TiO <sub>2</sub>	0.28	79.90	.00	
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.02	141.94	.00	
CO <sub>2</sub>	0.34	44.01	.01	
S	2.29	32.06	.07	
H <sub>2</sub> O+	2.41	18.02	.13	
H <sub>2</sub> O-	0.38	18.02	.02	
TOTAL			1.66	
				- .00
				+ .27
TOUT QP (Rx moy) (cf Appendice VI)				
SiO <sub>2</sub>	73.24	60.08	1.22	
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.80	101.96	.12	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.79	159.69	.01	
FeO	2.56	71.85	.04	
MgO	2.19	40.31	.05	
CaO	0.71	56.08	.01	
Na <sub>2</sub> O	2.15	61.98	.03	
K <sub>2</sub> O	1.84	94.20	.02	
TiO <sub>2</sub>	0.34	79.90	.00	
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04	141.94	.00	
CO <sub>2</sub>	0.44	44.01	.01	
S	0.59	32.06	.02	
H <sub>2</sub> O+	1.92	18.02	.11	
H <sub>2</sub> O-	0.23	18.02	.01	
TOTAL			1.65	
				- .04
				+ .19

CALCUL DE L'INDICE

$$\text{INDICG} = \frac{+.27 - .00}{1.66} - \frac{+.19 - .04}{1.65} = +.07$$

D-190-QP      TOUTQP

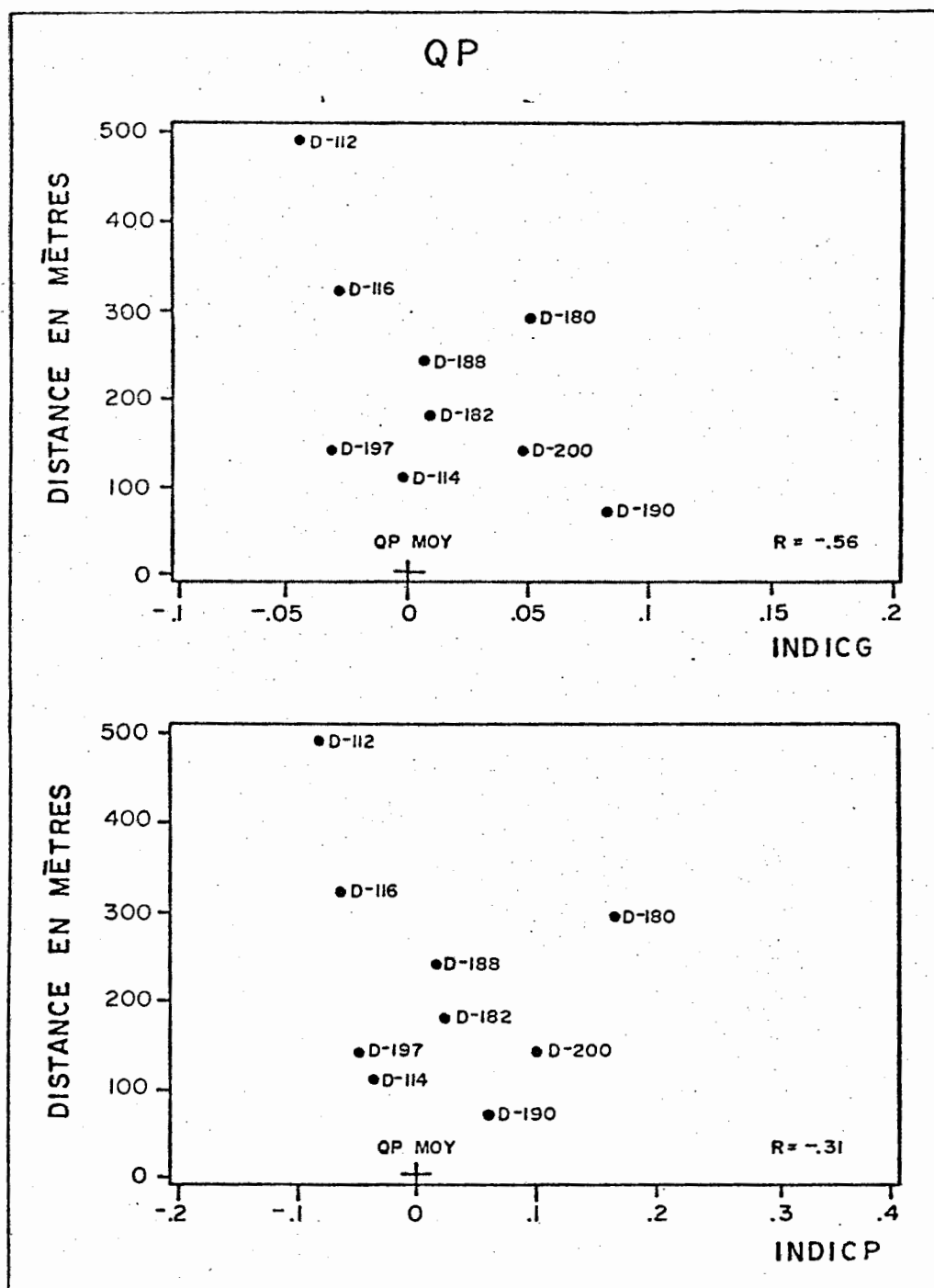


Figure 32 - Diagrammes Indices d'altération vs Distance pour le QP(QP).

- a) Indice d'altération à grande amplitude (INDICG).
- b) Indice d'altération à petite amplitude (INDICP).

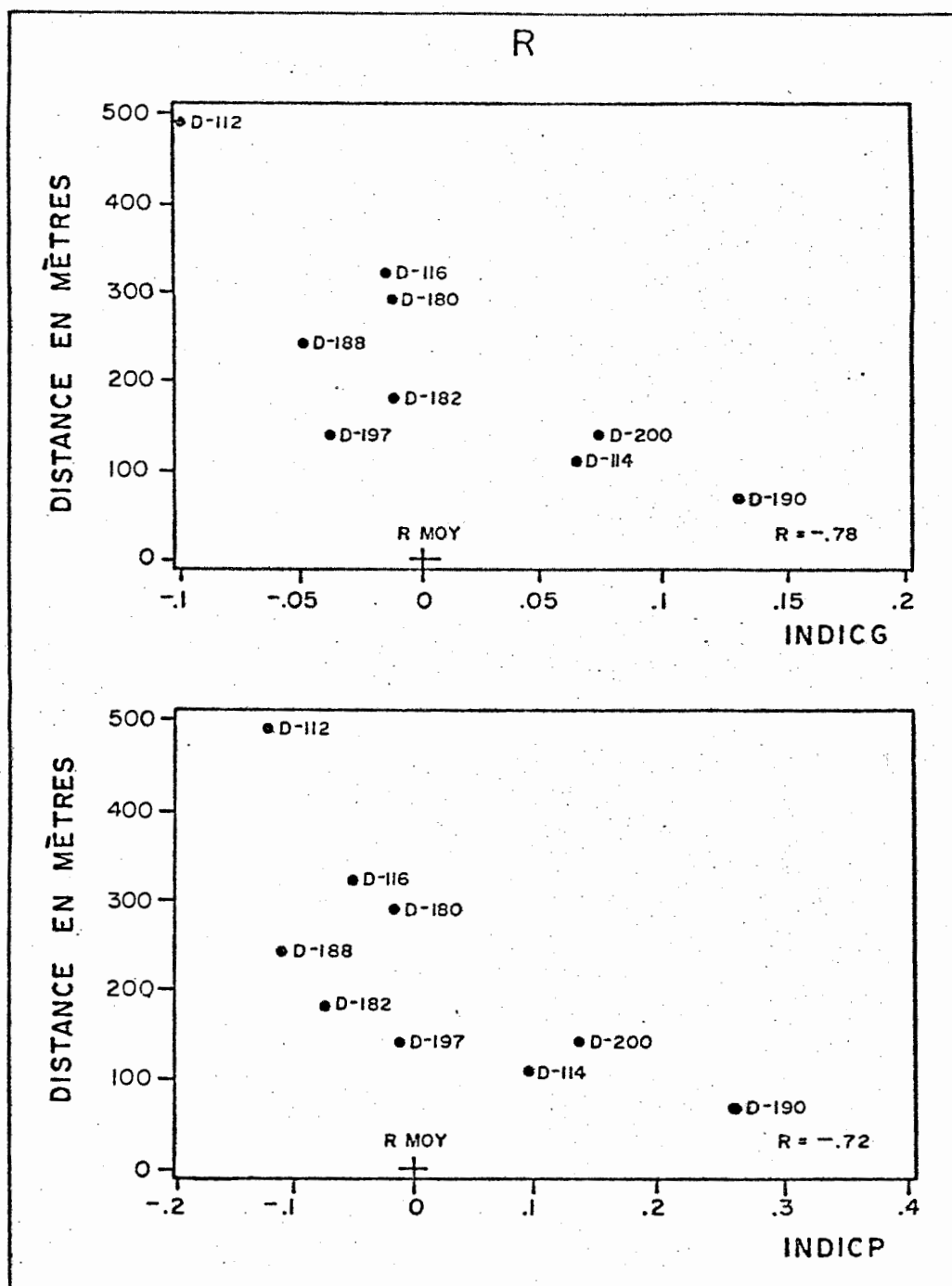


Figure 33 - Diagrammes Indice d'altération vs Distance  
pour la rhyolite (R).

- a) Indice d'altération à grande amplitude (INDICG).
- b) Indice d'altération à petite amplitude (INDICP).

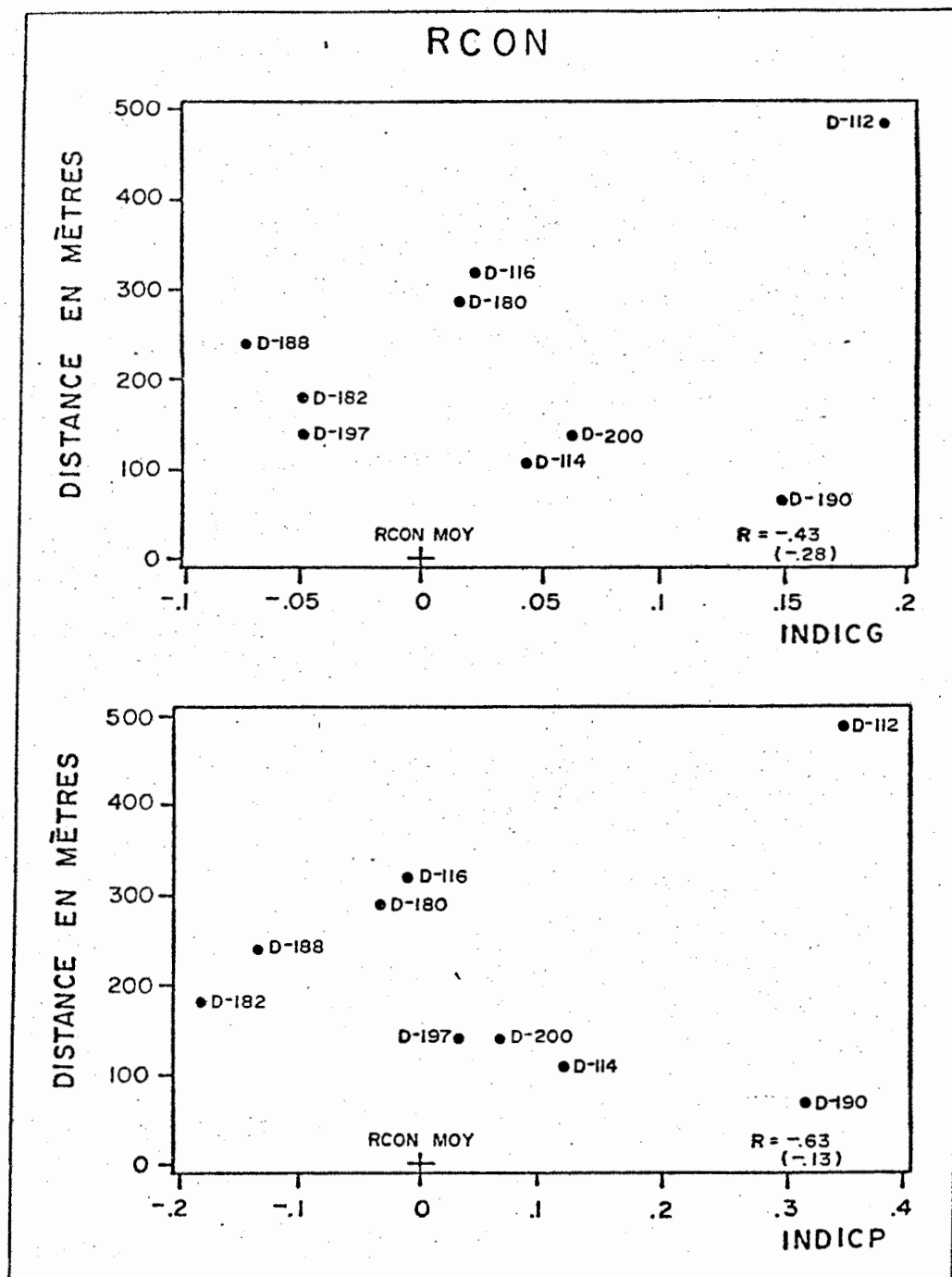


Figure 34 - Diagrammes Indice d'altération vs Distance  
pour la zone de contact de la rhyolite (RCON).

a) Indice d'altération à grande amplitude (INDICG).

b) Indice d'altération à petite amplitude (INDICP).

la rhyolite où trois des quatre trous à moins de 170 m du gisement ont un indice d'altération supérieur à la valeur moyenne de l'indice ( RHYO MOY ) pour les rhyolites analysées dans l'environnement du gisement. Le QFP donne peu de résultats concluants et la zone de contact donne une altération anormale dans un cas, ce qui peut s'expliquer par une altération fumerollienne non reliée à une minéralisation ou par la présence d'une minéralisation non encore découverte.

### 7.3 - L'indice d'altération à faible amplitude

L'indice d'altération à faible amplitude est construit de la même façon que précédemment mais en se basant d'abord sur les anomalies locales notées au contact QFP - "Rhyolite" et en utilisant le processus de corrélation (Tableau 29). On obtient alors:

$$\text{INDICP} = \frac{\left( Q \text{ Al}_2\text{O}_3 + Q \text{ FeO} + Q \text{ MgO} + Q \text{ H}_2\text{O}^+ - Q \text{ Na}_2\text{O} - Q \text{ SiO}_2 \right)}{\left( \sum \text{quantités molaires de tous les éléments majeurs} \right)}_{\text{D-XXX}} - \frac{\left( Q \text{ Al}_2\text{O}_3 + Q \text{ FeO} + Q \text{ MgO} + Q \text{ H}_2\text{O}^+ - Q \text{ Na}_2\text{O} - Q \text{ SiO}_2 \right)}{\left( \sum \text{quantités molaires de tous les éléments majeurs} \right)}_{\text{Rx moy}}$$

Cette fois-ci, l'indice de corrélation entre la distance et l'indice est de - 0.72 pour la rhyolite, - 0.31 pour le QFP, - 0.62 pour la zone de contact (figure 32b, 33b et 34b). Les conclusions que l'on peut en tirer sont essentiellement les mêmes que précédemment: Les résultats les plus concluants quant à la discrimination par rapport au gisement se retrouvent dans la rhyolite où l'effet de l'altération se fait sentir jusqu'à 170 m du gisement.

Tableau 29

Corrélation des éléments avec l'indice d'altération  
à faible amplitude

	<u>TOUT</u>	<u>QP</u>	<u>RHYO</u>	<u>CONTACT</u>
-SiO <sub>2</sub>	-.95	-.89	-.94	-.94
+Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.69	.34	.68	.72
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	.54	.46	.44	.46
+FeO	.93	.86	.92	.93
+MgO	.90	.90	.86	.74
CaO	.07	.24	-.14	-.16
-Na <sub>2</sub> O	-.49	-.51	-.63	-.47
K <sub>2</sub> O	.21	.31	.30	.10
TiO <sub>2</sub>	.76	.68	.63	.70
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	.68	.49	.50	.52
CO <sub>2</sub>	-.07	.21	-.13	-.10
S	.11	.29	-.02	-.10
+H	.94	.94	.94	.92

#### 7.4 - L'indice de minéralisation

L'indice de minéralisation est construit sur un principe similaire à partir des regroupements et oppositions notés lors de l'étude de l'analyse des correspondances appliquée aux éléments mineurs (en ppm):

$$\text{INDMIN} = \frac{\ln \text{Cu}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Cu}_{\text{Rx moy}}} + \frac{\ln \text{Zn}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Zn}_{\text{Rx moy}}} + \frac{\ln \text{Cd}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Cd}_{\text{Rx moy}}} + \frac{\ln \text{Ag}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Ag}_{\text{Rx moy}}} - \frac{\ln \text{Mn}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Mn}_{\text{Rx moy}}} - \frac{\ln \text{Li}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Li}_{\text{Rx moy}}} - \frac{\ln \text{Ba}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Ba}_{\text{Rx moy}}}$$

La construction de l'indice de minéralisation se fait à partir du logarithme naturel des valeurs brutes en ppm des éléments considérés et ceci est en accord avec nos conclusions quant à la distribution des éléments mineurs (chapitre 5.3). De plus, afin d'éliminer les disproportions dans la variation des éléments (ex.: Cu varie de 3 à 25300 ppm et Ag de 0 à 70 ppm), et d'atténuer les hétérogénéités locales le long d'un trou de forage, nous pondérons la valeur moyenne pour un trou donné ( $\ln \text{Cu}_{\text{D-XXX}}$ ) par la valeur moyenne pour le type de roche considéré ( $\ln \text{Cu}_{\text{Rx moy}}$ ).

L'indice de corrélation entre la distance et l'indice de minéralisation est de - 0.50 pour le QFP et - 0.74 pour la "rhyolite" (figure 35 a et b).

Comme nous l'avons déjà mentionné lors de l'étude de l'analyse des correspondances, la discrimination semble légèrement supérieure dans le cas du QFP. De plus, l'anomalie, déjà notée pour le trou D-112 pour les divers indices d'altération, se retrouve aussi pour l'indice de miné-



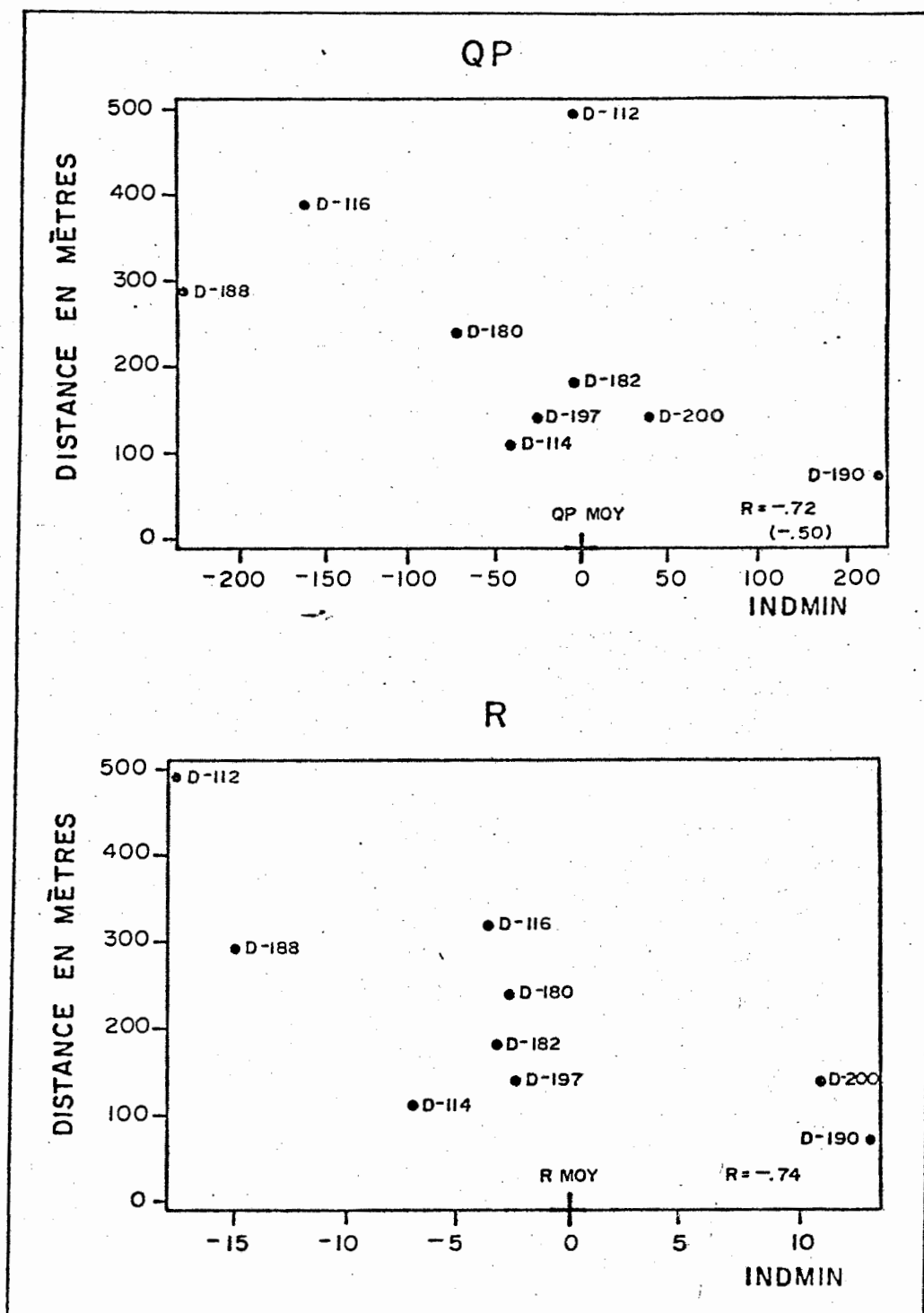


Figure 35 - Diagrammes Indice de minéralisation (INDMIN)

vs Distance

a) Pour le QFP(QP)

b) Pour la rhyolite (R).

ralisation dans le QFP. Il semble donc que ce trou soit à proximité d'une minéralisation inconnue avant cette étude. Une telle anomalie est d'après nous significative et mérite des forages exploratoires.

#### 7.5 - Résumé

En résumé, on peut utiliser l'un ou l'autre des deux indices d'altération en parallèle avec l'indice de minéralisation pour juger de la proximité du gisement en se servant des valeurs moyennes pour un trou et en concentrant notre attention sur la "rhyolite" pour juger de l'altération et sur le QFP pour la minéralisation. Les zones de contact peuvent être le site d'une altération par l'eau de mer et il faudra être prudent pour juger de la proximité d'un gisement dans le cas des échantillons de cette zone.

## CHAPITRE 8

### ETUDE DES INCLUSIONS FLUIDES

#### 8.1 - Généralités

Les gisements volcanogènes de sulfures massifs de Cu-Zn que l'on retrouve dans la région de Rouyn-Noranda se présentent sous la forme d'une lentille de sulfures massifs au-dessus d'une cheminée fracturée et altérée avec minéralisation bréchique ou en veinules (voir chapitre 2.3). Il est généralement reconnu que ces zones constituent les conduits par lesquels ont percolé les solutions minéralisatrices résultant d'une activité fumerollienne associée à la fin d'un cycle volcanique. Les témoins de ce passage de solutions sont, outre la minéralisation en veinules, le remplacement des sulfures de fer (Py) par les sulfures de Cu et Zn (Cpy, Sph) là où ils étaient présents lors du passage de ces solutions et d'autre part une altération évidente de la roche encaissante qui se traduit par la chloritisation, la séricitisation et la dalmatianitisation. Cette dernière est le résultat combiné des solutions minéralisatrices, d'un métamorphisme thermal et du métamorphisme régional.

Même si le rôle des phases fluides dans le phénomène minéralisateur lui-même ou dans les phénomènes associés a été reconnu dans la région de Rouyn-Noranda, déjà depuis près de 15 ans, soit depuis Gilmour (1965), jamais, à notre connaissance, y a-t-il eu étude des inclusions fluides, reliques des phases fluides piégées dans la roche, pour ce type de gisement. Depuis que l'on a reconnu l'origine exhalative ou fumerollienne

comme modèle génétique de ces gisements, souvent par analogie avec des phénomènes modernes, l'on a aussi fait des hypothèses d'une part quant à la nature des fluides minéralisateurs, d'autre part quant aux conditions de température et pression. Mais jamais n'a-t-on fait référence à ces témoins directs des phénomènes en cause que sont les inclusions fluides.

Nous avons donc entrepris l'étude des inclusions fluides en l'intégrant à nos recherches pétrographiques, pétrologiques et géochimiques. La roche sous étude est le résultat d'une suite d'évènements au cours de son histoire. Nous croyons qu'il y a au moins 4 étapes de cette évolution et pour chacune de ces étapes, les phases fluides impliquées ont laissé des traces de leur nature et des conditions physico-chimiques d'alors:

- 1- Mise en place des roches effusives et altération par l'eau de mer.
- 2- Minéralisation et altérations associées.
- 3- Métamorphisme régional avec fracturation et altérations associées.
- 4- Métamorphisme thermal.

Il s'agit donc d'une part de tenter de relier un type d'inclusion à un évènement donné et de le caractériser. D'autre part, dans le cadre global de notre étude de ce gisement volcanogène de sulfures de Cu-Zn, nous nous intéressons plus particulièrement au phénomène minéralisateur en vue de le caractériser, d'en déterminer l'extension afin de s'en servir possiblement comme critère de prospection. Notre étude a aussi défini les critères d'une recherche subséquente, l'investigation d'inclusions fluides à travers la mine Millenbach, présentement à l'étude par M. Lao Khéang (Carignan et al., 1979).

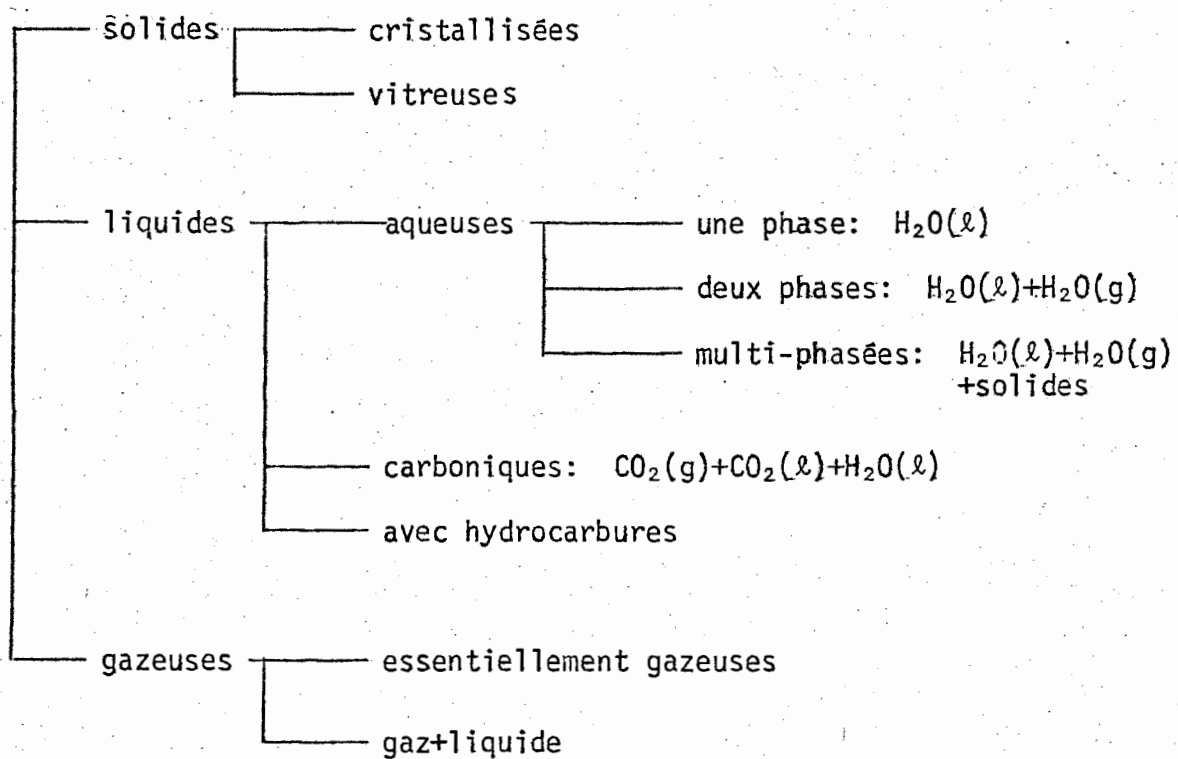
## 8.2 - Inclusions fluides et techniques d'étude

Il est de première importance de connaître les différents types d'inclusions: d'abord de différencier inclusions primaires et secondaires, i.e. celles liées à la croissance du cristal, versus celles liées à une fracturation associée à tel ou tel phénomène géologique ultérieur; ensuite de déterminer la nature propre de ces inclusions. Pour ce faire, nous utilisons la classification d'Ermakov (1950) (Tableau 30), quitte à la subdiviser au besoin. Pour la description des différents types d'inclusions, nous faisons référence surtout aux travaux de Roedder (1962, 1963, 1967, 1971). La reconnaissance des différents types d'inclusions fluides s'est faite à l'aide de la collection de références du laboratoire de l'Equipe des fluides du Centre de Recherche Petrographique et Géochimique, CRPG, Nancy, France. Notre étude a profité de l'expérience de chacun des membres de cette équipe, en particulier des conseils de M. Jacques Leroy. Nous nous sommes surtout attardés aux inclusions aqueuses, à deux phases fluides ou multiphasées avec une ou des phases solides, et aux inclusions carboniques, à deux ou trois phases.

La méthodologie de l'étude des inclusions fluides demande dans un premier temps la reconnaissance des zones intéressantes des lames dont l'épaisseur varie de 150 à 750 microns, et une esquisse de ces zones afin de pouvoir se remémorer les agencements (ex: affinité primaire ou secondaire sur des fractures plus ou moins cicatrisées), la position de telle ou telle inclusion pour mesure ultérieure, les phases présentes, les rapports de phases et les dimensions des inclusions.

Les études microthermométriques consistent à mesurer la tempé-

Tableau 30

Classification des inclusions fluides selon Ermakov (1950)

N.B.: l : liquide

g : gazeux

rature des changements de phase de fluide lorsqu'on fait varier la température. "Cette méthode permet le calcul des teneurs globales en sels, de la densité et la construction des isochores. Elle est l'étape première indispensable de toute étude d'inclusions fluides, celle qui permet de séparer les différentes générations de fluides avant toute étude destructive" (Weisbrod et al., 1976). Dans notre recherche, nous utilisons l'installation de microthermométrie Chaixméca dont une description complète est donnée par Poty et al., 1976. Les diverses techniques d'étude, les méthodes d'interprétation et des exemples d'utilisation sont donnés par Weisbrod et al., 1976. A noter que les diagrammes PVT sont tirés de l'étude des systèmes  $H_2O$ ,  $H_2O - NaCl$ ,  $CO_2$ ,  $H_2O - CO_2$ ,  $H_2O - CO_2 - NaCl$ ,  $CH_4$ , dont les références sont données dans la bibliographie à l'Appendice IX. Les manipulations de l'appareil, la calibration et l'étalonnage sont décrits dans le manuel d'utilisation de l'installation Chaixméca.

La courbe d'étalonnage de l'appareil utilisé a été réalisée selon la méthodologie donnée dans le manuel d'utilisation de l'installation de microthermométrie et bien décrite par Poty et al., 1976. Pour ce faire, nous avons effectué 75 mesures sur 15 produits dont les points de fusion couvraient une gamme de températures allant de  $-94.3\text{ C}$  à  $398\text{ C}$ . La courbe d'étalonnage de l'appareil utilisé est donnée à la figure 36. Cette courbe nous donne la différence  $t$  entre la température mesurée et la température réelle. Nous avons donc appliqué les corrections correspondantes pour toutes les températures mesurées.

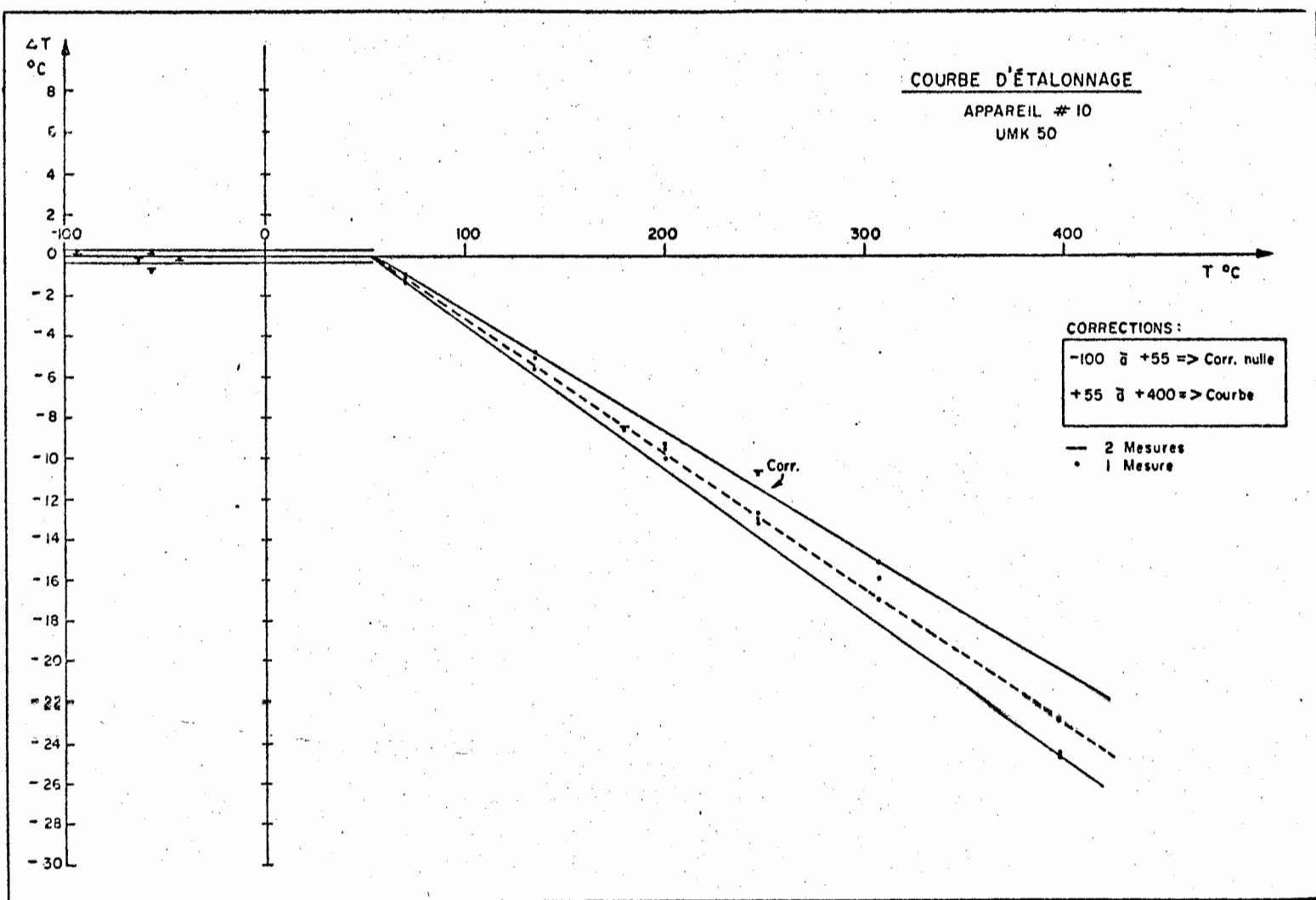


Figure 36 - Courbe d'étalonnage de l'appareil utilisé pour les mesures microthermométriques.



### 8.3 - Microthermométrie

A chacun des types d'inclusions correspondent des changements de phase significatifs, qui nécessitent des suites particulières de mesures à effectuer (Tableau 31).

Nous avons examiné attentivement la vingtaine de lames disponibles, échantillons de veines provenant du gisement sous étude. Nous avons retenu les échantillons en fonction des critères suivants pour une étude microthermométrique préliminaire:

présence d'inclusions dans le quartz

dimension minimum des inclusions: 4-5  $\mu$

inclusions de différents types

échantillon minéralisé, non minéralisé, associé à une faille.

A l'aide de ces critères, nous avons retenu 4 échantillons et 7 zones pour études microthermométriques:

\* 7-14-2-ST - Minerai ("stockwork")

Veine Py-Cpy-Sph-Qz

22 incl. (~110 mesures)

Inclusions aqueuses à 2 phases:  $H_2O$  (l) -  $H_2O$  (g)

\* 763292 - Veine Qz-Py près de la zone minéralisée

possiblement postérieure

26 incl. (~130 mesures)

inclusions aqueuses à 2 phases:  $H_2O$  (l) -  $H_2O$  (g)

\* 763229 - Veine Qz-carbonates (au-dessus de minéralisation)

Tableau 31

## Mesures microthermométriques selon le type d'inclusions

- ★ Inclusions  $\text{CO}_2(\text{l}) + \text{CO}_2(\text{g})$  :

  - 1) dimensions en microns
  - 2)  $V_{\text{bCO}_2}$  : température de fusion du  $\text{CO}_2$
  - 3)  $T_{\text{bCO}_2}$  : température de fusion du  $\text{CO}_2$
  - 4)  $T_{\text{hCO}_2}$  : température d'homogénéisation du  $\text{CO}_2$  en phase liquide ou gazeuse
  - 5)  $T_{\text{a}}$  : température de décrispitation, s'il y a lieu
  - 6)  $T_{\text{SCO}_2}$  : température de solidification du  $\text{CO}_2$
- ★ Inclusions  $\text{H}_2\text{O}(\text{l}) - \text{CO}_2(\text{l}) - \text{CO}_2(\text{g})$  :

  - a) cf 1), 2), 3), 5), 6)
  - b)  $V_{\text{CO}_2}/V_{\text{tot}}\%$  : volume relatif des phases  $\text{CO}_2$
  - c)  $T_{10\text{H}_2\text{O}}$  : température de première fusion de la glace
  - d)  $T_{\text{YH}_2\text{O}}$  : température de fusion totale de la glace
  - e) HYD : présence ou non d'hydrates
  - f)  $T_{\text{YHYD}}$  : température de fusion des hydrates
  - g)  $T_{1-2}$  : température d'homogénéisation des phases  $\text{CO}_2$  en phase liquide ou gazeuse
- ★ Inclusions  $\text{H}_2\text{O}(\text{l}) - \text{H}_2\text{O}(\text{g})$  :

  - i) cf 1), 2), c), d), 5)
  - ii)  $T_{\text{hH}_2\text{O}}$  : température d'homogénéisation en phase liquide ou gazeuse
  - iii)  $T_{\text{SH}_2\text{O}}$  : température de solidification de  $\text{H}_2\text{O}$
- ★ Inclusions  $\text{H}_2\text{O}(\text{l}) - \text{H}_2\text{O}(\text{g}) - \text{solide(s)}$  :

  - A) c), 1), 2), ii), 5), iii), c), d)
  - B)  $V_{\text{s}}/V_{\text{tot}}\%$  : volume relatif des solides
  - C)  $T_{\text{Sol}}$  : température de solubilité de la ou des phases solides
- ★ Inclusions à  $\text{CH}_4$  :  $T_{\text{hCH}_4}$  : température d'homogénéisation du  $\text{CH}_4$

24 incl. dans un plan de fracture (~120 mesures)

inclusions aqueuses à 2 phases:  $H_2O$  (l) -  $H_2O$  (g)

- \* 763310 E (C1): Faille avec Qz-carb.- fragments - Py, postérieure à la minéralisation.

22 inclusions dans une fracture mal cicatrisée  
(~110 mesures)

inclusions à deux phases aqueuses plus phase (s)  
solide (s)

- \* 763310 E (A) : Faille avec Qz-carb.- fragments - Py, postérieure à la minéralisation.

4 inclusions dans une fracture mal cicatrisée  
(~28 mesures)

inclusions carboniques:  $H_2O$  (l) -  $CO_2$  (l) -  
 $CO_2$  (g)

- \* 763310 E (B) : Faille avec Qz-carb.- fragments - Py, postérieure à la minéralisation.

14 inclusions hétérogènes dans une fracture mal  
cicatrisée (~ 98 mesures)

inclusions carboniques:  $H_2O$  (l) -  $CO_2$  (l) -  
 $CO_2$  (g)

- \* 763310 E (C3): Faille avec Qz-carb.- fragments - Py, postérieure à la minéralisation.

15 inclusions dispersées hétérogènes (105 mesures)

inclusions carboniques:  $\text{H}_2\text{O}$  (1) -  $\text{CO}_2$  (1)  $\text{CO}_2$  (g)

N.B. 1 inclusion à méthane :  $\text{CH}_4$  (1)

Au total, 127 inclusions ont été étudiées, sur lesquelles plus de 700 mesures ont été faites.

#### 8.4 - Résultats et interprétations

##### 8.4.1 - Inclusions aqueuses

Les inclusions aqueuses se rencontrent dans tous les environnements: fractures associées à la minéralisation, fractures postérieures à la minéralisation, faille. Cependant, il faut noter que l'échantillon directement relié à la minéralisation (stockwork) ne contient que des inclusions à deux phases aqueuses. De plus, il n'y a que dans un échantillon provenant de la faille que nous avons rencontré des inclusions aqueuses à phase (s) solide (s), dont la halite positivement identifiée, plus parfois un minéral non identifié qui pourrait être sylvite, carbonate ou anhydrite.

Pour ce qui est des températures de fusion de la glace (figure 37), l'échantillon minéralisé montre des températures de  $-10$  à  $-15^\circ\text{C}$ , soit une salinité de 14 à 19% eq. NaCl (re diagramme  $\text{H}_2\text{O}$  - NaCl, figure 38). Les autres échantillons ont des  $T_f$  entre  $-21$  à  $-26^\circ\text{C}$ , ce qui ne nous permet pas de déterminer leur salinité (puisque l'on est sous l'eutectique du diagramme) mais ce qui prouve la présence de cations bivalents ( $\text{Ca}^{++}$ ,  $\text{Mg}^{++}$ ) dans la solution (Bossi, 1972). A noter que quelques inclusions de

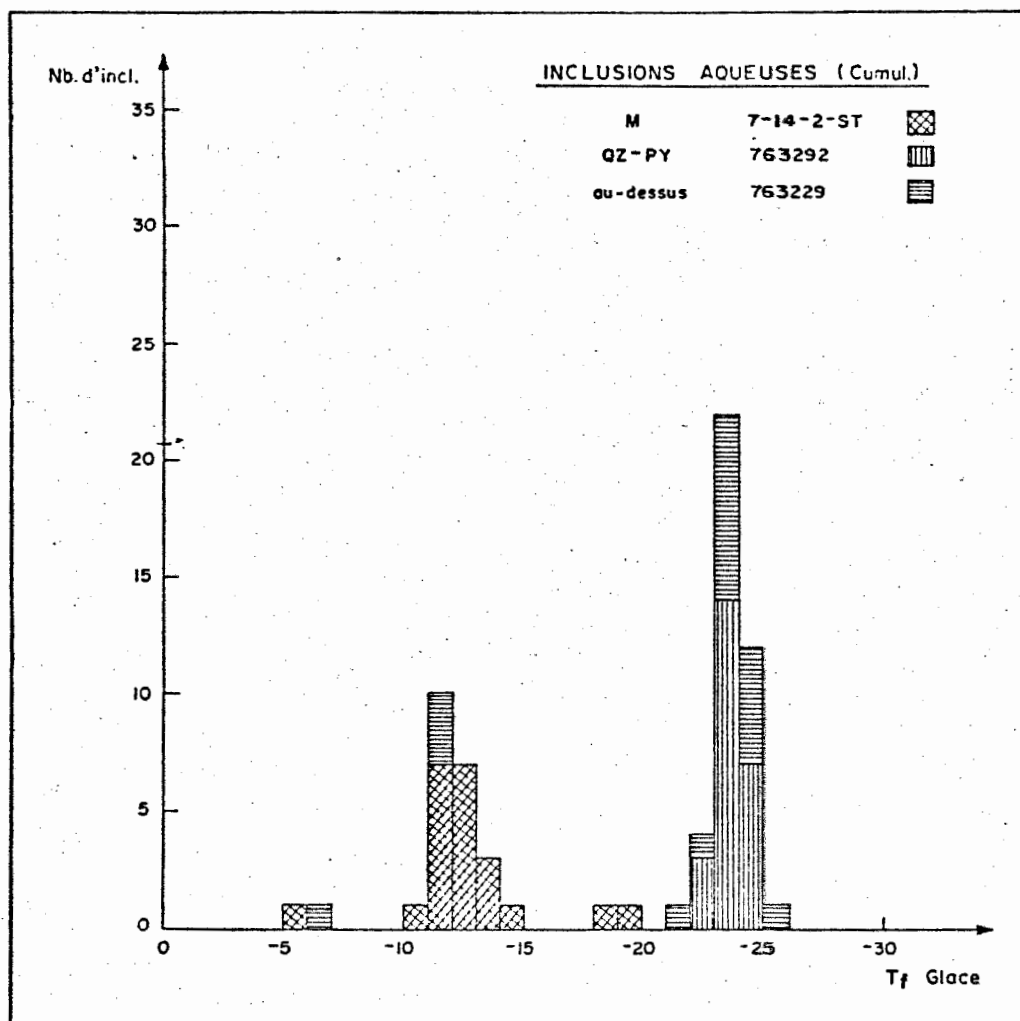


Figure 37 - Histogramme des températures de fusion  
de la glace pour les inclusions aqueuses.

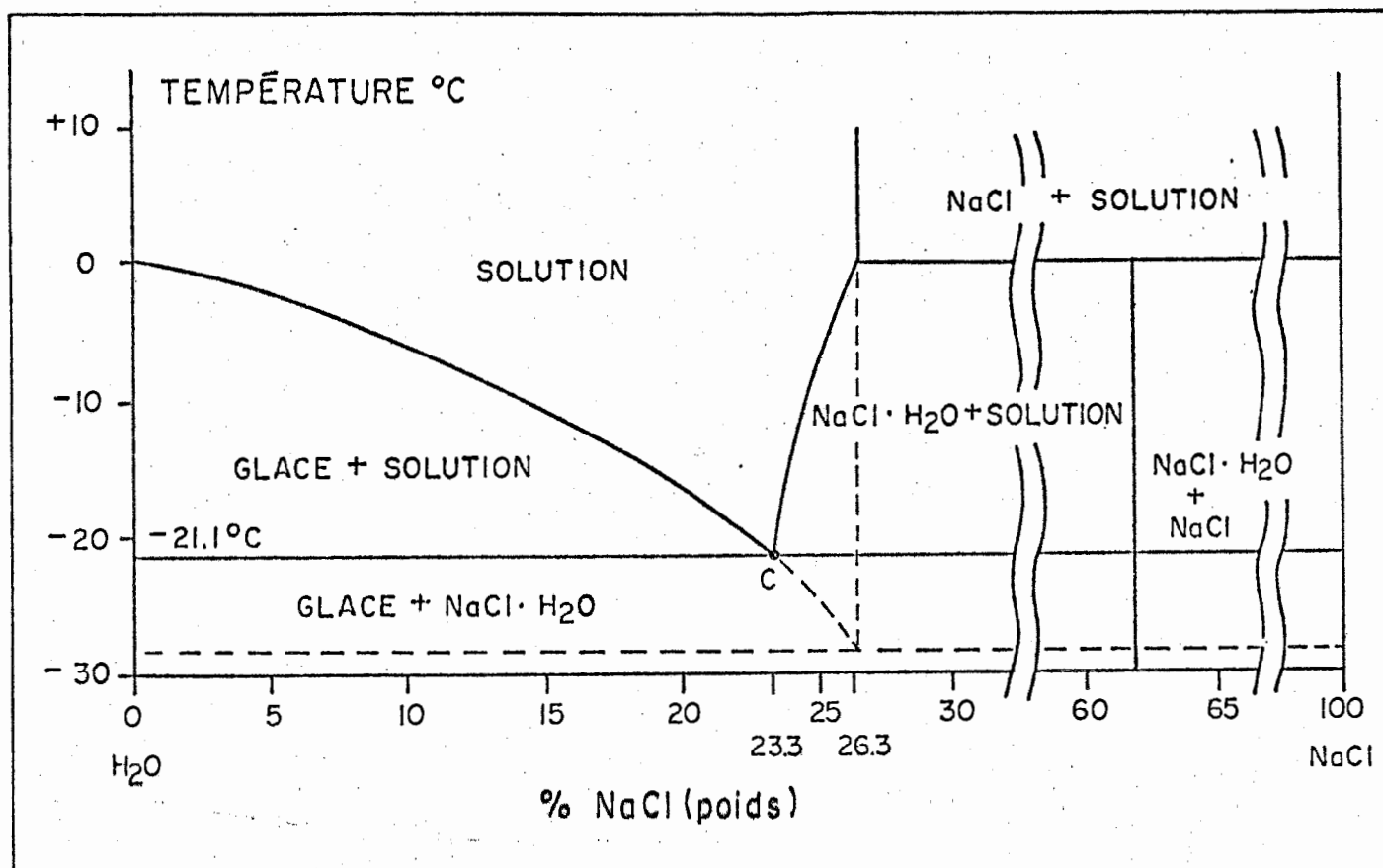


Figure 38 - Diagramme du système  $\text{H}_2\text{O}$  -  $\text{NaCl}$ .

Dans Bossi (1972) de Roedder (1962), p. 1059.

l'échantillon au-dessus de la minéralisation ont des salinités comparables à l'échantillon minéralisé. Dans le cas de l'échantillon de la faille, les températures de dissolution du cube de halite se retrouvent entre 310 et 330°C ce qui révèlent des salinités de 37 - 40% eq. NaCl (figure 39).

Pour ce qui est de la température d'homogénéisation (figure 40), on a les résultats suivants:

inclusions aqueuses: associées à minéralisation	120 - 150°C
inclusions aqueuses: au-dessus de la minéralisation	180 - 230°C
inclusions aqueuses: postérieures à la minéralisation	130 - 200°C
inclusions aqueuses: de la faille	110 - 170°C

Etant donné que pour chacune des zones étudiées, le fluide piégé semble homogène ( $V_B / V_T$  et/ou  $V_S / V_T$  semblables), il est bien entendu que ces températures sont des températures minima, auxquelles il faudra ajouter une correction de pression, lorsque celle-ci sera connue.

L'échantillon provenant de la faille offre une interprétation particulière. Lorsque l'on chauffe ces inclusions multiphasées, la bulle de vapeur disparaît toujours avant la dissolution du cube de halite ( $T_h < T_{sS}$ ). Ce phénomène est caractéristique des environnements de haute pression (Touray, 1970). L'homogénéité du rapport volumique de la phase solide de ces inclusions permet de penser que les cubes de halite ne proviennent pas de la capture de cristaux de sels baignant dans une solution saturée avant sa capture, mais que ces cubes se seraient plutôt formés lors du refroidissement de l'inclusion. La différence entre  $T_s$  et  $T_h$  donnera alors la valeur minimale de la correction à apporter à  $T_h$  et ceci indiquera une pression minimale (Denis, 1974):

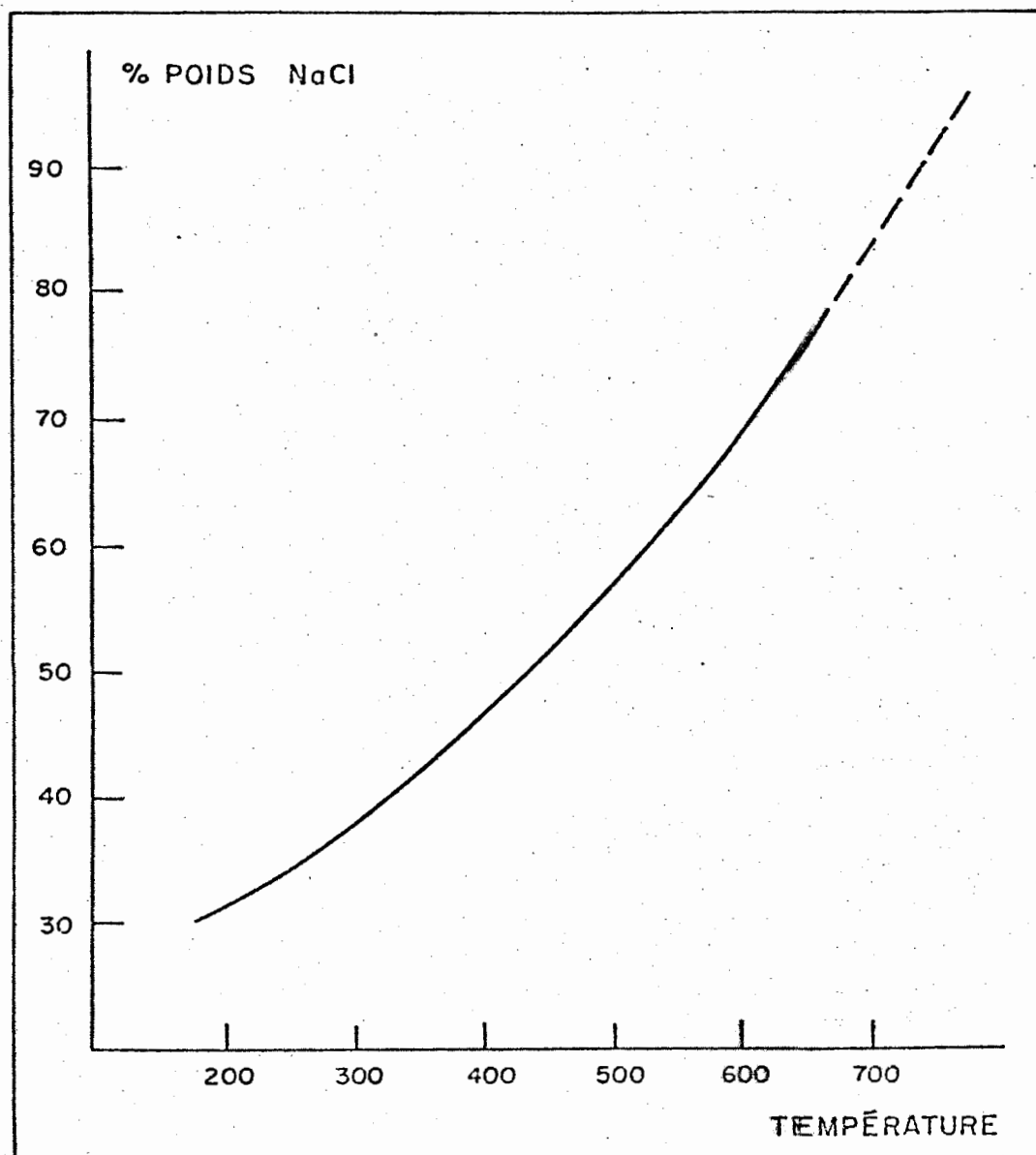


Figure 39 - Composition de la phase liquide d'une solution aqueuse saturée en chlorure de sodium.

Dans Denis (1974) de Keevil (1942).



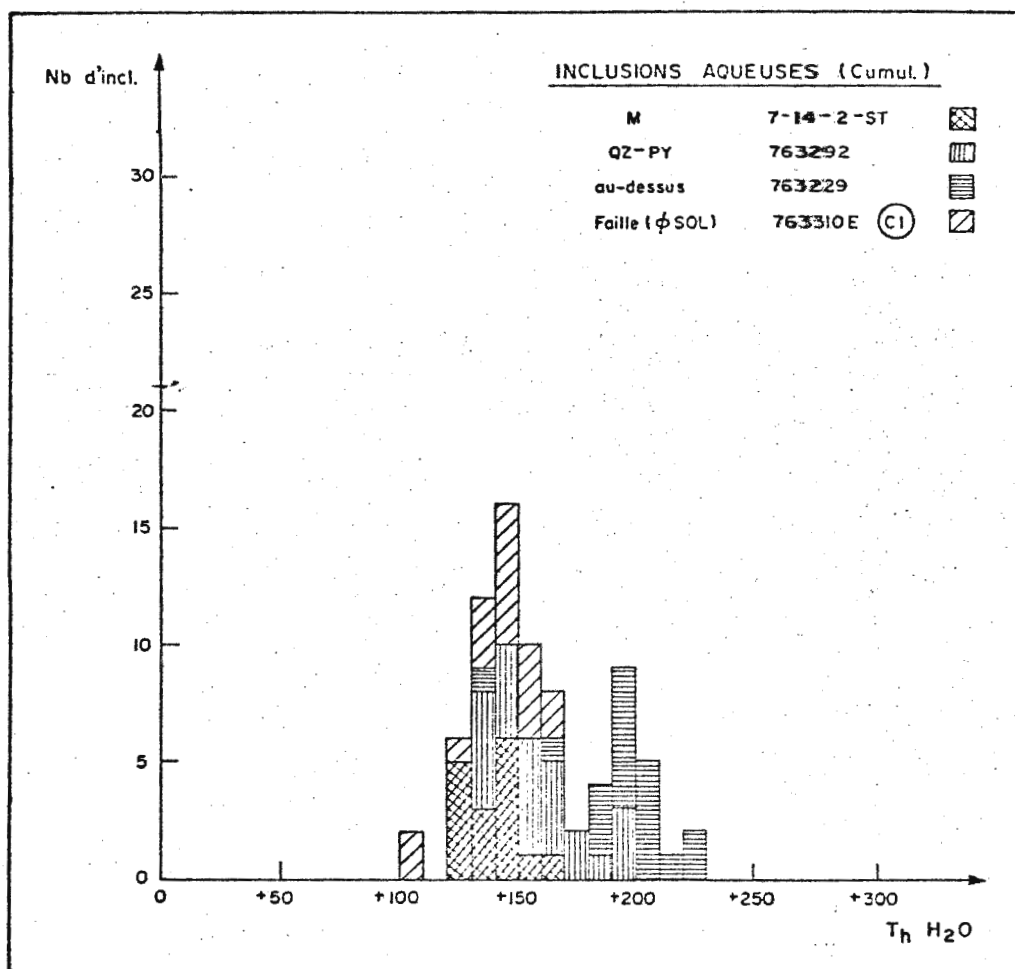


Figure 40 - Histogramme des températures d'homogénéisation des phases aqueuses.

$$T_h = 110-170^{\circ}\text{C}$$

$$(\bar{x} \ 150^{\circ})$$

$$T_s = 310-330^{\circ}\text{C}$$

$$(\bar{x} \ 320^{\circ}\text{C})$$

$$T_s - T_h \approx 170^{\circ}\text{C}$$

#### 8.4.2 - Inclusions carboniques

Nous n'avons rencontré des inclusions carboniques que dans les échantillons de la faille. Les températures de fusion du  $\text{CO}_2$  solide (figure 41) sont comprises entre  $-56.7$  et  $-57.3^{\circ}\text{C}$ , ce qui indique que le  $\text{CO}_2$  est très faiblement contaminé (fusion du  $\text{CO}_2$  pur:  $-56.6^{\circ}\text{C}$ ) possiblement par des hydrocarbures et selon le diagramme de Hollister et Burris (1974), la quantité maximum d'hydrocarbures est de 5%. Les températures d'homogénéisation du  $\text{CO}_2$  (figure 42) s'étalent de  $+5^{\circ}$  à  $+32^{\circ}\text{C}$  ( $\text{ThCO}_2$  pur:  $31.1^{\circ}\text{C}$ ), avec une concentration de  $+26$  à  $+32^{\circ}\text{C}$ . Les quelques valeurs supérieures à  $31.1^{\circ}\text{C}$  peuvent être dues à la présence d'éthane ( $\text{Th}$ :  $32.3^{\circ}\text{C}$ ) et l'étalement des températures inférieures à  $31.1^{\circ}\text{C}$  peut être dû à la présence de méthane ( $\text{Th}$ :  $-82.1^{\circ}\text{C}$ ). D'ailleurs, une inclusion de cette zone est à méthane avec une  $\text{Th} \approx -87$ . La densité, tirée de ces données et du diagramme P.V.T. du  $\text{CO}_2$  (Ypma, 1963) se situe entre  $0.45$  et  $0.75 \text{ g/cm}^3$ . La concentration du fluide en  $\text{CO}_2$  présente un étalement total à cause de l'hétérogénéité du rapport volumique des phases carboniques. On peut cependant dire que la concentration moyenne du fluide en  $\text{CO}_2$  est 5.5 moles % ( $4.8-6.3$ ), soit 14.5% Pds.  $\text{CO}_2$  ( $12 - 15.5$ ).

#### 8.5 - Discussion

Cette étude nous révèle des faits tout à fait inédits pour ce

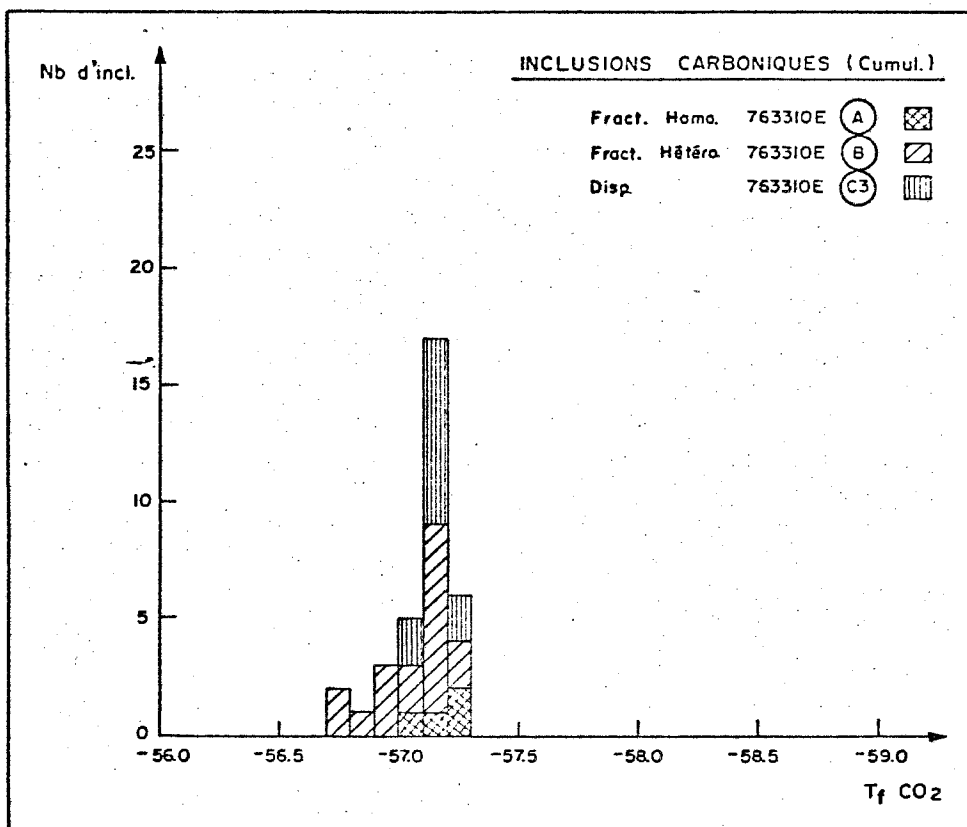


Figure 41 - Histogramme des températures de fusion du CO<sub>2</sub>.

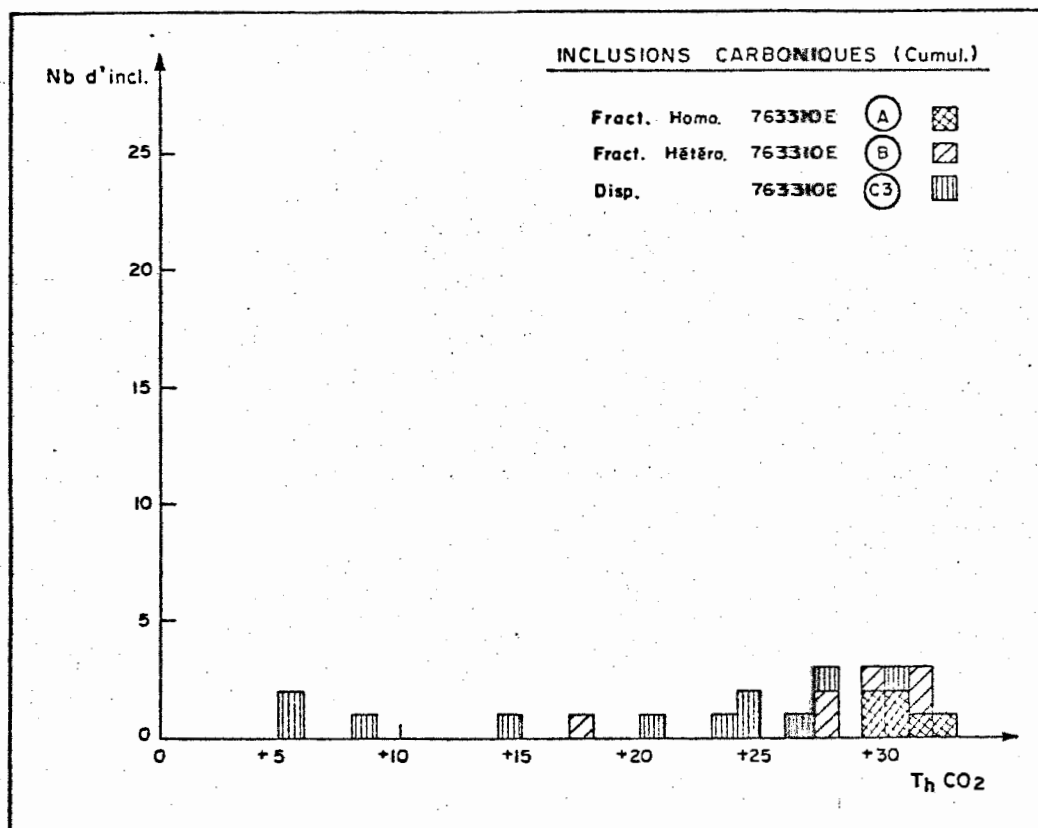


Figure 42 - Histogramme des températures d'homogénéisation des phases carboniques.

gisement.

1. Les fluides minéralisateurs sont des saumures avec une salinité de 15 à 20% eq. NaCl. Jamais n'a-t-on mis en évidence la présence de cations bivalents ( $\text{Ca}^{++}$ ,  $\text{Mg}^{++}$ , ...). La température minimum du fluide minéralisateur est de  $120^{\circ}\text{C}$  à  $150^{\circ}\text{C}$ . Les échantillons associés à la minéralisation ne contiennent que des inclusions à deux phases aqueuses.
2. Les fluides associés à des fracturations postérieures à la minéralisation montrent tous la présence de cations bivalents. La température minimum de ces fluides est de  $130$  à  $230^{\circ}\text{C}$ .
3. Dans la zone de faille, on a rencontré des fluides de salinité élevée avec 37-40% eq. NaCl et des températures minima de  $110$  à  $170^{\circ}\text{C}$  et une pression minimale de l'ordre de 2 Kb. De plus, les inclusions carboniques n'ont été rencontrées que dans cette zone. Le  $\text{CO}_2$  semble très peu contaminé, si ce n'est que par un maximum de 5% d'hydrocarbures, probablement du méthane. La densité de ces fluides est de  $0.45$  à  $0.75 \text{ g/cm}^3$ . La concentration moyenne de ces fluides en  $\text{CO}_2$  est de 5.5 moles % ou 14.5% Pds  $\text{CO}_2$ .

En somme, les inclusions fluides de l'environnement des gisements volcanogènes, tel celui de Millenbach, sont en nombre suffisant et à grosseur suffisante pour permettre leur étude. Nous avons pu en tirer des renseignements quant à la composition et à la température du fluide minéralisateur. De plus, il est possible de distinguer ce fluide des autres fluides qui ont marqué l'évolution des roches en cause.

## CHAPITRE 9

### DISCUSSION GLOBALE DES RESULTATS

#### 9.1 - Quant à la théorie génétique

Même si le but premier de notre recherche est lié à l'exploration comme telle des gisements volcanogènes de sulfures massifs, notre étude apporte certaines informations susceptibles d'intervenir dans la discussion des relations génétiques volcanisme acide-gisement et ainsi de contribuer à préciser le modèle métallogénétique.

Un premier argument suggère une filiation assez directe entre le volcanisme et la minéralisation. En effet, les amas sulfurés apparaissent comme des corps assez distincts de leur environnement plutôt qu'en continuité avec des anomalies géochimiques de grande extension. Il n'y a pas d'enrichissement généralisé des niveaux-porteurs et de ce seul point de vue, l'hypothèse de sources volcaniques exhalatives assez ponctuelles, relativement proches des amas, semble donc être la plus plausible (Ferguson et al., 1974). Les concentrations assez ponctuelles pour à peu près tous les éléments sont semblables à celles observées près des formations sulfurées à la périphérie de l'île Volcano (Valette, 1972). Ces fumerolles ponctuelles sont souvent regroupées en "champs" de fumerolles (Honnorez et al., 1973) d'où les groupements de gisements comme celui des mines Amulet, Waite et Millenbach, ou à l'échelle d'un gisement la multiplicité des lentilles de sulfures comme à Millenbach, où l'on en trouve plus d'une vingtaine. Ces gisements sont souvent localisés le

long d'un même contact stratigraphique marqué par la présence d'un tuff, évidence d'une période de quiétude associée à l'activité fumerollienne. Ces concentrations métallifères sont généralement alignées, ce qui les relie probablement à des zones faillées d'émission fumerollienne. Enfin, il faut noter l'étroite relation entre les gîtes, les altérations ponctuelles associées et la présence des dômes rhyolitiques à caractère volcanoclastique qui s'accumulent à proximité des bouches volcaniques.

La nature des fumerolles est assez complexe. Les fumerolles sont généralement composées de vapeur d'eau, d'hydrogène sulfuré, d'acide borique, d'acide carbonique, en proportions variables, et leur température varie de celle de l'air ambiant à quelques centaines de degrés centigrades (De Britzel et Fogliirini, 1971). Or, notre étude des inclusions fluides, la première à notre connaissance pour les gisements volcanogènes archéens, nous révèle des fluides minéralisateurs dont la salinité varie de 15 à 20% eq. NaCl, soit 2.6 à 3.4 m NaCl et dont la température minimum atteint 150 à 200°C. Jamais n'a-t-on pu mettre en évidence la présence de H<sub>2</sub>S et même de CO<sub>2</sub>, ce dernier composant se retrouvant exclusivement dans les fluides associés aux failles postérieures. Ces données correspondent selon nous au centre des cheminées minéralisées et altérées. Elles se comparent aux données du gisement Kuroko (Sato, 1977) qui montrent des températures de 200 à 250°C, avec une différence de 50°C entre le stockwork et la lentille massive, et des compositions jusqu'à 2.5 m NaCl au centre de la cheminée. Nos salinités sont donc légèrement supérieures. Quand les solutions ascendantes ont une forte salinité et une température relativement faible, elles sont plus denses que l'eau de mer et le gisement résultant sera directement au-dessus de

la bouche volcanique (Degens et al., 1969) comme c'est le cas pour nos lentilles de sulfures massifs au sommet des dômes rhyolitiques. Les salinités relativement grandes des inclusions fluides associées à la minéralisation sont aussi compatibles avec une origine magmatique d'au moins une partie de l'eau du fluide minéralisateur (Holland, 1972). Ces conclusions sont confirmées par Coomer et Schwarcz (1972) lors de leurs études des isotopes du soufre qui montrent des valeurs de  $\delta$  caractéristiques du soufre juvénile du manteau. Cette partie du fluide minéralisateur, qui s'est séparé du liquide résiduel dans la chambre magmatique, a monté à travers les mêmes conduits que le magma rhyolitique et a atteint la surface à travers les fractures reliées à l'éruption explosive de cette rhyolite. Par contre, dans les gisements de Kuroko (Sato, 1977), une partie de fluide a des caractéristiques isotopiques de l'eau de mer et l'on fait alors appel à la circulation de l'eau de mer comme moyen de transport. Dans ce cas, il faut trouver une roche-source et généralement on regarde les formations sous-jacentes comme les roches mafiques plus perméables ou les volcanoclastites qui peuvent plus facilement être lessivées. Nous avons déjà noté que le S et les éléments métalliques présentent une anomalie positive dans le QFP et négative dans la "rhyolite Amulet". Nous émettons donc l'hypothèse que ces éléments ont été transportés de la "rhyolite Amulet" vers le QFP.

Quand des fumerolles chaudes percolent à travers les roches volcaniques, elles causent une altération des roches encaissantes, laquelle peut s'étendre sur des distances considérables lorsque la roche est poreuse. A ce point de vue, les volcanoclastites sont particulièrement favorables à la circulation des fluides (Franklin, 1976). Or, l'une



des conclusions les plus importantes de cette étude a montré que toutes les anomalies géochimiques sont d'extension latérale beaucoup plus grande dans la "rhyolite Amulet" que dans le QFP et que des anomalies significatives se trouvent au contact QFP - "rhyolite Amulet". On peut associer un modèle à ce phénomène, tout à fait compatible avec la théorie classique de l'origine fumerollienne des gisements volcanogènes. En effet, les solutions percolent dans la cheminée d'altération minéralisée jusqu'à former une lentille de sulfures massifs à l'interface roche-eau de mer. Sous cette lentille, les éléments vont migrer latéralement, mais, comme nous l'avons vu, la migration est assez restreinte surtout dans le QFP assez "imperméable". La "rhyolite Amulet" étant plus perméable, les anomalies y sont plus étendues. La partie supérieure de la "rhyolite" est toujours bréchique d'où les canalisations nécessaires à une migration latérale des éléments beaucoup plus grande. Il faut cependant isoler les altérations possibles par l'eau de mer. Ce modèle est schématisé à la figure 43. En plus des fractures à l'échelle régionale, les volcanoclastites fournissent les passages nécessaires aux solutions. A cause de la perméabilité et porosité primaires de ces roches, les fluides migrent latéralement lessivant le Na et le Ca des fragments de verre et des plagioclases tout en déposant simultanément le Fe et le K dans les assemblages de chlorite et séricite. L'étude de ces phases à la microsonde a d'ailleurs montré leur caractère ferrifère si on les compare aux chlorites et séricites reliées au métamorphisme régional ou à l'altération par l'eau de mer.

Toutes ces observations sont tout à fait compatibles avec le concept volcano-exhalatif pour les gisements du type Millenbach et ten-

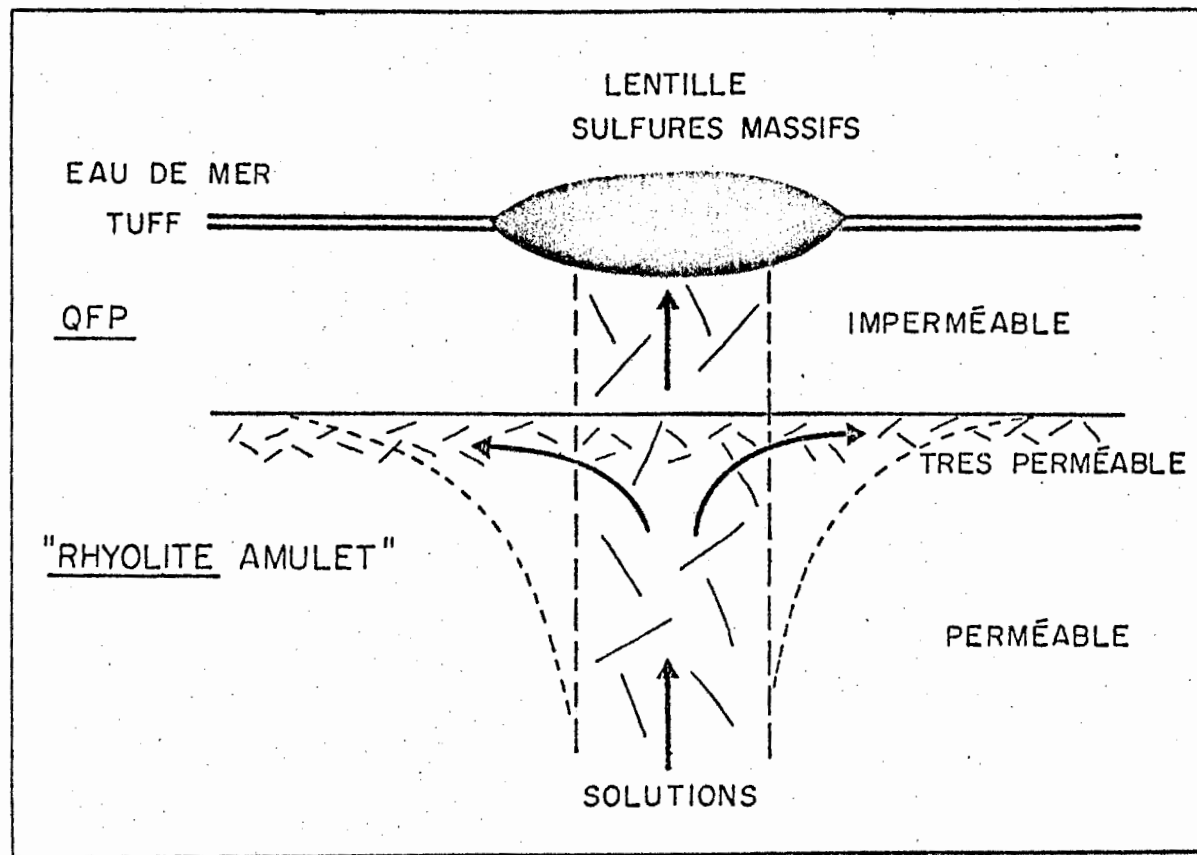


Figure 43 - Modèle de migration des solutions sous un gisement volcanogène.

dent à faire de ces gisements des membres à part entière des complexes volcaniques qui les contiennent.

## 9.2 - Quant aux applications à l'exploration minérale

L'exploration des gisements volcanogènes se fait présentement en deux étapes: d'abord on recherche les niveaux stratigraphiques indicateurs que sont les tufs; puis, on recherche les signes d'altération visible qui entourent les gisements. Cependant, la maille de forage peut souvent laisser passer des lentilles de tonnage et teneurs intéressants. Il nous semble que les variations géochimiques (échanges d'éléments) vont au-delà des observations visuelles d'altération.

Au cours des vingt dernières années, de nombreuses caractéristiques gîtologiques ont été utilisées dans l'exploration des gisements volcanogènes récents, comme au Japon, ou archéens, comme au Canada. Les indices les plus significatifs sont:

1. - Les gisements sont généralement associés à des séries de roches volcaniques d'affinité calco-alkaline.
2. - La plupart des gisements ont comme roche-mère des rhyolites à caractère volcanoclastique et porphyrique, formant des dômes.
3. - Les gisements sont généralement localisés le long d'horizons stratigraphiques précis et sont corrélés latéralement avec des tufs d'origine exhalative.
4. - Ils sont généralement reliés à des failles ou zones de failles régionales qui constituent un contrôle structural qui explique le regroupement de ces gisements.

5. - Les roches volcaniques intimement associées aux gisements n'ont aucune caractéristique primaire distinctive par rapport aux autres roches de l'empilement volcanique au point de vue pétrographie ou géochimie (Solomon, 1976).
6. - Au niveau régional, on note une altération chimique qui se manifeste par un enrichissement en MgO et une déficience en Na<sub>2</sub>O (Descarreaux, 1973).
7. - Au niveau local, les gisements montrent des zones d'altération avec biotite à l'extérieur et anthophyllite-cordiérite (dalmatianite) à l'intérieur, ou séricite à l'extérieur et chlorite à l'intérieur, là où il n'y a pas de métamorphisme de contact (Riverin, 1977). La présence de ces minéraux dans les roches effusives mafiques fait ressortir la composition hyperalumineuse de la cheminée d'altération. Les auréoles d'épidote et de quartz en bordure des coussins permettent d'affirmer que ce caractère hyperalumineux résulte du lessivage du Ca remplacé par le Na.
8. - Les gisements apparaissent souvent dans des régions où l'on note la présence de plutons acides, mais ceux-ci, étant postérieurs à la minéralisation, n'ont aucune relation systématique avec la minéralisation.

L'une de ces caractéristiques a dernièrement suscité des discussions, à savoir l'affinité calco-alcaline des roches associées aux gisements. Fox (1979) affirme que cette observation ne peut pas servir de guide de prospection, basant son affirmation sur quelques analyses supposément représentatives de 22 gisements, dont quatre de Millenbach. En fait, nous reconnaissons que les roches de Millenbach, comme beaucoup

de roches de la ceinture volcanique d'Abitibi, montrent un assez fort contenu en fer, mais nous croyons avoir démontré que l'ensemble des roches de Millenbach montre un enrichissement en alcalis représentatif de l'affinité calco-alcaline. D'ailleurs, ceci est en accord avec les conclusions de Gélinas et al. (1977) dans le cas de la série calco-alcaline Dufault qui contient la plupart des gisements de la région de Rouyn-Noranda. L'affinité calco-alcaline des andésites de la série Dufault a été confirmée récemment par Gélinas et al. (1979) au moyen des éléments des terres rares et des éléments en trace. En outre, la même association a été notée dans d'autres séquences volcaniques de l'Archéen ou d'âges plus récents par Sangster (1972), Descarreaux (1973), Spitz et Darling (1975), Cameron (1975), Wolfe (1975), Sangster et Scott (1976), Solomon (1976), Bouladon et al. (1976), Garson et Mitchell (1977), Sato (1977), Platt (1977), Brooks et Gélinas (1977).

L'une des conclusions les plus importantes de cette étude est la présence d'anomalies significatives au contact QFP-"rhyolite Amulet". Or, à ce jour, l'examen des travaux statutaires exécutés dans la région de Noranda montre que généralement les trous de forage sont faits pour rechercher le ou les niveaux stratigraphiques intéressants, comme le contact QFP-andésite, et dès la "rhyolite Amulet" atteinte, on cesse le forage. On a d'ailleurs noté le même fait dans le catalogue de forages de Millenbach. Or, notre étude montre qu'au contraire les meilleures anomalies sont au contact "rhyolite"-QFP (stratigraphiquement plus bas), même si le gisement se trouve à un niveau supérieur, souvent au contact QFP-andésite.

L'objet premier de notre étude était les variations spatiales

des divers éléments au-delà des cheminées d'altération visible. Nos principales conclusions applicables à l'exploration sont:

1. La migration des éléments se fait au-delà des altérations visibles selon la "plomberie" disponible.
2. Les meilleures anomalies se trouvent au contact "rhyolite"-QFP et dans la "rhyolite Amulet" elle-même.
3. Le traitement des données chimiques doit se faire sur une base molaire en conservant tous les éléments participant aux échanges, donc les éléments métalliques et le S en particulier.
4. Tous les éléments nous semblent mobiles.
5. Les éléments qui méritent une étude approfondie sont, pour les éléments majeurs:

enrichissement en Fe, Mg, K, H<sub>2</sub>O

déficience en Si, Ca, Na

et pour les éléments mineurs:

enrichissement en Cu , Ag

Zn , Cd, Pb (Au, As)

déficience en Ba, Li

N.B. zonalité Cu - Zn

6. Les anomalies sont plus sûres si on les exprime en fonction d'indices d'altération ou de minéralisation, qui combinent les effets des variations des éléments indicateurs.

Les indices retenus sont:

$$\text{INDICQ} = \left( \frac{Q\text{FeO} + Q\text{K}_2\text{O} + Q\text{S} + Q\text{H}_2\text{O} - Q\text{CaO} - Q\text{Na}_2\text{O}}{\sum \text{Quantités molaires de tous les éléments majeurs}} \right)_{D\text{-XXX}}$$

$$- \left( \frac{Q\text{FeO} + Q\text{K}_2\text{O} + Q\text{S} + Q\text{H}_2\text{O} - Q\text{CaO} - Q\text{Na}_2\text{O}}{\sum \text{Quantités molaires de tous les éléments majeurs}} \right)_{R\text{x moy}}$$

$$\text{INDICP} = \left( \frac{Q\text{Al}_2\text{O}_3 + Q\text{FeO} + Q\text{MgO} + Q\text{H}_2\text{O} - Q\text{Na}_2\text{O} - Q\text{SiO}_2}{\Sigma \text{Quantités molaires de tous les éléments majeurs}} \right)_{\text{D-XXX}} \\ - \left( \frac{Q\text{Al}_2\text{O}_3 + Q\text{FeO} + Q\text{MgO} + Q\text{H}_2\text{O} - Q\text{Na}_2\text{O} - Q\text{SiO}_2}{\Sigma \text{Quantités molaires de tous les éléments majeurs}} \right)_{\text{Rx moy}}$$

$$\text{INDMIN} = \frac{\ln \text{Cu}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Cu}_{\text{Rx moy}}} + \frac{\ln \text{Zn}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Zn}_{\text{Rx moy}}} + \frac{\ln \text{Cd}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Cd}_{\text{Rx moy}}} + \frac{\ln \text{Ag}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Ag}_{\text{Rx moy}}} \\ - \frac{\ln \text{Mn}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Mn}_{\text{Rx moy}}} - \frac{\ln \text{Li}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Li}_{\text{Rx moy}}} - \frac{\ln \text{Ba}_{\text{D-XXX}}}{\ln \text{Ba}_{\text{Rx moy}}}$$

Le premier est un indice d'altération à grande amplitude, le second est un indice d'altération pour la zone de contact QFP-rhyolite, le troisième est un indice de minéralisation.

7. Les variations des éléments s'étendent surtout entre 100 et 275 mètres de la cheminée minéralisée, mais on a pu en noter les effets jusqu'à 500 mètres dans le cas des indices d'altération composés à partir des éléments majeurs.

Toutes ces observations nous ont permis de construire le schéma logique d'un programme d'exploration (figure 44). Nous croyons que tous les éléments nécessaires à ce programme sont déjà disponibles ou facilement accessibles à peu de frais pour toute installation minière, que ce soit l'équipement de diffraction-X que toute mine importante possède pour faire ses analyses de Cu, Zn, Au, Ag qui guideront la production ou encore la présence d'un terminal informatique qui par ligne téléphonique peut assurer le traitement des données par tout ordinateur disponible.

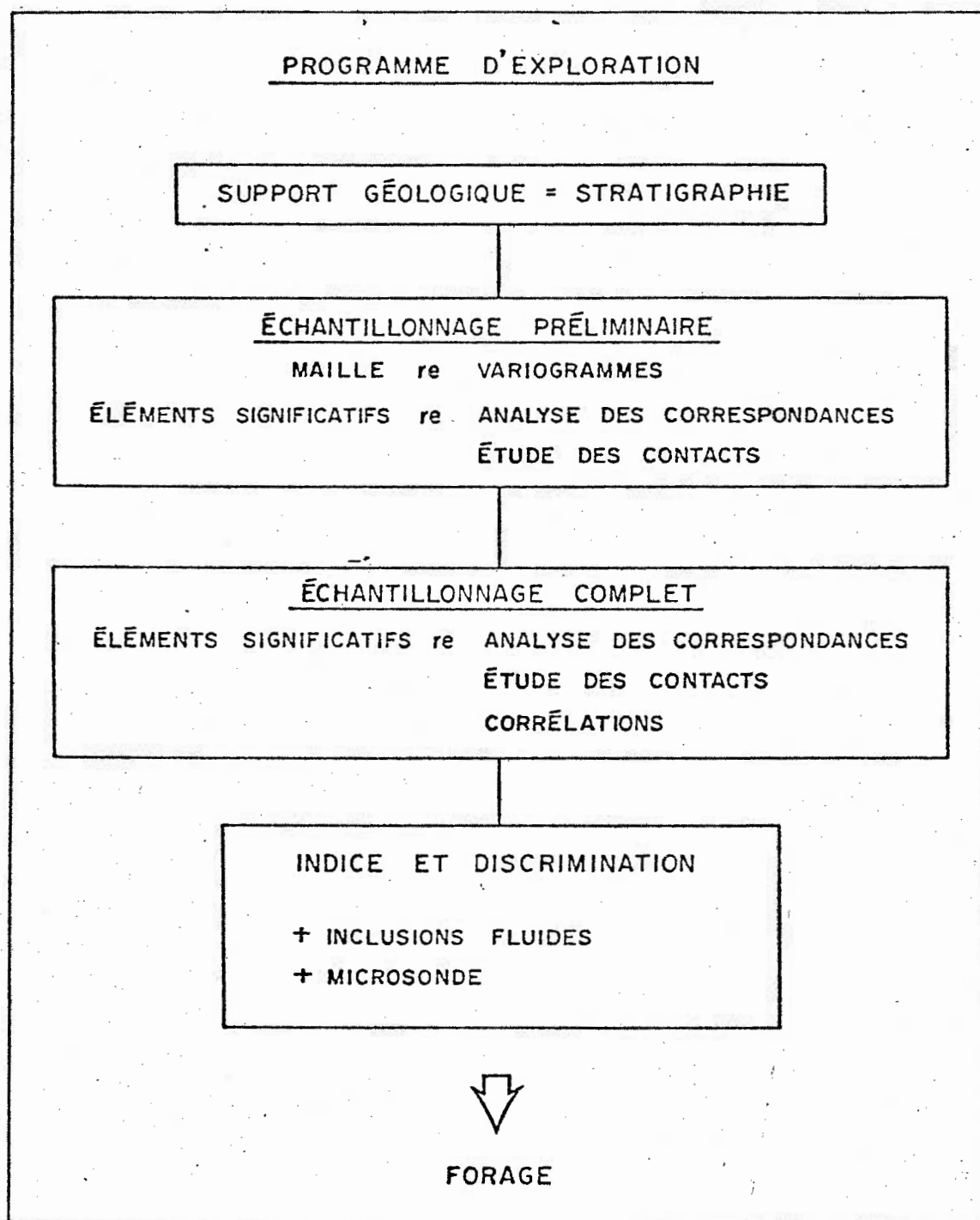


Figure 44 - Schéma logique d'un programme d'exploration.



## CHAPITRE 10

### CONCLUSION ET APPORT ORIGINAL

L'auteur soutient que les points suivants constituent un travail original et une contribution à la connaissance:

- 1.- L'examen et l'échantillonnage de milliers de pieds de trous de forage autour d'une lentille du gisement de Millenbach, le tout complété par l'étude de l'environnement sous-terre et l'utilisation de fiches d'observations personnelles servant de support géologique aux données géochimiques.
- 2.- La mise au point d'une méthode de préparation des échantillons qui permette une grande confiance quant à la non-contamination des échantillons.
- 3.- L'apport de 368 analyses chimiques complètes pour les éléments majeurs et 24 éléments mineurs, analyses chimiques localisées d'une façon précise autour de la lentille sous étude.
- 4.- L'étude à la microsonde des phases présentes a montré des différences de composition significatives, pour les biotites, séricites et chlorites, qui permettent de juger de la proximité d'un gisement et l'équilibre chimique entre ces phases.
- 5.- Une étude détaillée du type de distribution et des corrélations entre les divers éléments analysés dans l'environnement choisi.
- 6.- L'étude de la variation des éléments près et loin du gisement et surtout la reconnaissance des meilleures anomalies au contact "rhyolite

Amulet" - QFP même si le gisement se trouve au contact supérieur QFP - andésite.

- 7.- L'utilisation des variogrammes nous a permis de concevoir une méthode d'échantillonnage en fonction d'une maille optimum qui permette une optimisation des coûts. L'utilisation de cette technique géostatistique est une première, à notre connaissance, dans ce genre d'étude géochimique.
- 8.- L'analyse des correspondances nous a aussi donné une vue globale de la variation des éléments dans l'environnement du gisement de Millenbach. Cette technique nous a entre autres révélé que l'enrichissement en Cu-Zn-Cd-Ag-Pb s'accompagnait d'une déficience en Ba-Sr-Mn-Li-V. De plus, le S et les éléments métalliques ont des comportements inverses dans la rhyolite (-) et dans le QFP (+).
- 9.- La construction d'indices d'altération et d'un indice de minéralisation et leur utilisation en parallèle a permis de juger de la proximité du gisement. Ces indices sont tout à fait originaux quant à leur construction et leur utilisation.
- 10.- L'étude des inclusions fluides est aussi une première car jamais, à notre connaissance, y a-t-il eu étude des inclusions fluides, reliques des phases fluides piégées dans la roche, pour ce type de gisement archéen. Cette étude nous révèle des faits tout à fait inédits quant à la température minimum et à la salinité du fluide minéralisateur. De plus, elle a aussi montré qu'il était possible de distinguer ce fluide des autres fluides qui ont marqué l'évolution des roches en cause.
- 11.- Nos observations quant à la théorie génétique du gisement en cause

et l'accord parfait de nos données avec le concept volcano-exhalatif nous a amené à présenter un modèle de migration des solutions sous un gisement volcanogène.

- 12.- Les résultats obtenus nous ont enfin permis de construire le schéma logique d'un programme d'exploration qui permet l'optimisation des coûts et dont les éléments sont disponibles ou facilement accessibles pour toute installation minière.

## REFERENCES

- AHRENS, L.H., (1953), A fundamental law of geochemistry., Nature, volume 172, page 1148.
- AHRENS, L.H., (1954a), The Lognormal distribution of the elements (a fundamental law of geochemistry and its subsidiary)., Geochemica et Cosmochimica Acta, volume 5, numéro 2, pages 49-74.
- AHRENS, L.H., (1954b), The lognormal distribution of the elements (2)., Geochemica et Cosmochimica Acta, volume 6, numero 2/3, pages 121-132.
- AHRENS, L.H., (1957), Lognormal-type distribution-III., Geochemica et Cosmochimica Acta, volume 11, numero 4, pages 205-213.
- BARAGAR, W.R.A., (1968), Major element geochemistry of the Noranda volcanic belt, Quebec-Ontario., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 5, numero 4, part 1, pages 773-790.
- BENNETT, R.A. et ROSE, W.I. Jr., (1973), Some compositional changes in Archean felsic volcanic rocks related to massive sulfide mineralization., Economic Geology, volume 68, numero 6, pages 886-891.
- BOSSI, J., (1972), La minéralisation plombozincifère d'Asprières - Bouilliac (Aveyron-Lot, France): essai génétique., Thèse de Doctorat Spécialité, (3e cycle), Université de Nancy I, 177 pages.
- BOULADON, J., PICOT, P. et LAFORET, C., (1976), Les gisements sulfurés stratiformes liés au volcanisme. Quelques réflexions sur l'environnement et la minéralogie des minerais., dans Métallogénie et géologie minière, Société Géologique de France, Mémoire hors-série, numéro 7, pages 149-154.
- BOYLE, R.W., (1974), The use of major elemental ratios in detailed geochemical prospecting utilizing primary halos., Journal of Geochemical Exploration, volume 3, numéro 4, pages 345-370.
- BRETIZEL, P. de et FOGLIERINI, F., (1971), Les gîtes sulfurés concordants dans l'environnement volcanique et volcano-sédimentaire., Mineralium Deposita, volume 6, pages 65-76.
- BROOKS, C. et GELINAS, L., (1977), La minéralisation en métaux de base dans les roches volcaniques de ceintures de roches vertes archéennes du Canada: relation avec les divisions chemostratigraphiques., Institut de Recherche en Exploration Minérale, Note de recherche 77-1, 20 pages.

CAMERON, E.M., (1974), Sulphur in Archean volcanic rocks of the Canadian Shield., Geological Survey of Canada, Paper 74-18, 9 pages.

CAMERON, E.M., (1975), Geochemical methods of exploration for massive sulphide mineralization in the Canadian Shield., dans Geochemical Exploration 1974, Elsevier, pages 21-49.

CARIGNAN, J., (1972), Caractéristiques structurales, pétrologiques et géochimiques des gisements volcanogènes de la région de Rouyn-Noranda, Abitibi, Québec., Projet de fin d'études, Département de Génie minéral, Ecole Polytechnique, 173 pages.

CARIGNAN, J. et GELINAS, L., (1979), Géochimie et géostatistique comme outil combiné pour l'exploration des gisements volcanogènes de sulfures massifs., Association Géologique du Canada, Association Minéralogique du Canada, Québec 1979, Programme et résumés, page 42.

CARIGNAN, J., KHEANG, L., BROWN, A.C. et GELINAS, L., (1979), Etude microthermométrique préliminaire des inclusions fluides associées au gisement volcanogène de Millenbach., Association Géologique du Canada, Association Minéralogique du Canada, Québec 1979, Programme et résumés, page 42.

CARIGNAN, J., (1975), Pétrographie et géochimie des roches volcaniques des cantons Destor et Dufresnoy, Abitibi., Ecole Polytechnique, Département de Génie minéral, Thèse de maîtrise, 299 pages.

COOKE, H.C., (1922), Oposatika map area, Temiskaming county, Quebec., Geological Survey of Canada, Summary Report 1922, part D, pages 19-74.

COOKE, H.C., (1925), Gold and copper deposits of Western Quebec., Geological Survey of Canada, Summary Report, Part C, pages 28-51.

COOKE, H.C., (1926), On the origin of the copper ores of Rouyn district, Quebec., Geological Survey of Canada, Summary Report, part C, pages 48-55.

COOKE, R.C., JAMES, W.F. et MANDSLEY, J.B., (1931), Geology and ore deposits of Rouyn-Harricana region, Quebec., Geological Survey of Canada, Memoir 166, 314 pages.

COOMER, P.G. et SCHWARCZ, H.P., (1974), Sulfur isotopic study of a massive, volcanogenic Archean massive sulfide deposit., Communication donnée à Geological Society of America/Society of Economic Geologists Convention, Miami, 18 novembre 1974.

DAGBERT, M. et DAVID, M., (1974), Pattern recognition and geochemical data: an application to Monteregian Hills., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 11, pages 1577-1585.

DAGBERT, M., PERTSOWSKY, R., DAVID, M. et PERRAULT, G., (1975), Agpaicity revisited: pattern recognition in the chemistry of nepheline syenite rocks., Geochemica et Cosmochimica Acta, volume 39, pages 1499-1504.

- DAVENPORT, P.H. et NICHOL, I., (1971), Bedrock geochemistry as a guide to areas of base-metal potential in volcano-sedimentary belts of the Canadian Shield., dans Geochemical Exploration 1972, Institute of Mining and Metallurgy (London), pages 45-57.
- DAVID, M., (1977), Geostatistical ore reserve estimation., Elsevier, 364 pages.
- DAVID, M. et WOUSSEN, G., (1973), Correspondence Analysis, a new tool for geologists., Proceedings, Mining Pribram, volume 1, pages 41-65.
- DAVID, M. et BEAUCHEMIN, Y., (1974), The Correspondence Analysis method and a Fortran IV program., Geocom Program 10.
- DAVID, M., CAMPIGLIO, C. et DARLING, R., (1974), Progresses in R- and Q-mode analysis: correspondence analysis and its application to the study of geological processes., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 11, pages 131-146.
- DAVID, M. et DAGBERT, M., (1975a), Correspondence analysis in geology: The method and a review of several applications., Rapport EP-75-R-39, Département de Génie minéral, Ecole Polytechnique, 73 pages.
- DAVID, M. et DAGBERT, M., (1975b), Lakeview revisited: variograms and correspondence analysis - new tools for the understanding of geochemical data., International Geochemistry Symposium, Vancouver, Proceedings, pages 163-181.
- DEGENS, E.T. et ROSS, D.A., ed., (1969), Hot brines and recent heavy metal deposits in the Red Sea., Berlin, Springer-Verlag, 600 pages.
- DE GEOFFROY, J. et WU, S.M., (1970), A statistical study of ore occurrences in the greenstone belts of the Canadian Shield., Economic Geology, volume 65, pages 496-504.
- DENIS, M., (1974), Altérations et fluides associés dans le porphyre cuprifère de Sierrita (Arizona - États Unis). Comparaison avec d'autres types de gisements., Thèse Doctorat de Spécialité, (3e cycle), Université de Nancy I, 146 pages.
- DESCARREAU, J., (1973), A petrochemical study of the Abitibi volcanic belt and its bearing on the occurrences of massive sulphide ores., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 66, numero 730, pages 61-69.
- DIMROTH, E., BOIVIN, P., GOULET, N. et LAROUCHE, M., (1973), Tectonic and volcanological studies in the Rouyn-Noranda area, Québec, Ministère des Richesses Naturelles, Rapport Préliminaire GM-28491, 60 pages.
- ERMAKOV, N.P. (1950), Recherches sur la nature des solutions minéralisantes., Université de Kharkov, 460 pages et Pergamon Press, 1965, "Research on the nature of mineral forming solutions".

- FERGUSON, J., LAMBERT, I.D. et JONES, H.E., (1974), Iron sulphide formation in an exhalative - sedimentary environment, Tabassa, New Britain., Mineralium Deposita, volume 9, pages 33-47.
- FOX, J.S., (1979), Host-rock geochemistry and massive volcanogenic sulphide ores., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 72, pages 127-134.
- FRANKLIN, J.M., (1976), Role of laharie breccia in genesis of volcanologic massive sulphide deposits., Geological Survey of Canada, Paper 76-1A, pages 293-300.
- FRANKLIN, J.M., KASARDA, J. et POULSEN, K.H., (1975), Petrology and chemistry of the alteration zone of the Mattabi massive sulphide deposit., Economic Geology, volume 70, pages 63-79.
- FYPE, W.S., (1977), Introductory remarks on the transport problem., dans Volcanic processes in ore genesis, The Institution of Mining and Metallurgy and the Geological Society of London, pages 1-3.
- GARSON, M.S. et MITCHELL, H.G., (1977), Mineralization at destructive plate boundaries: a brief review., dans Volcanic processes in ore genesis, The Institution of Mining and Metallurgy and the Geological Society of London, pages 81-98.
- GELINAS, L., BROOKS, C., PERRAULT, G., CARIGNAN, J., TRUDEL, P. et GRASSO, F., (1977), Chemo-stratigraphic divisions within the Abitibi volcanic belt, Rouyn-Noranda district, Quebec., Geological Association of Canada, Special Paper 16, pages 265-295.
- GELINAS, L., LAJOIE, J., BOUCHARD, M., SIMARD, A., WERPAELST, P. et SANSFACON, R., (1978), Les complexes rhyolitiques de la région de Rouyn-Noranda., Québec, Ministère des Richesses Naturelles, Rapport préliminaire, DPV-583, 49 pages.
- GELINAS, L., KHEANG, L., TRUDEL, P. et MELLINGER, M., (1979a), Affinités chimiques des séries volcaniques de l'Abitibi., Association Géologique du Canada, Association Minéralogique du Canada, Québec 1979, Programme et résumés, p. 53.
- GELINAS, L., CARIGNAN, J. et DAOUST, G., (1979b), Utilisation des programmes (TELECINO et SYPEMOD) pour la prospection géochimique., Association Géologique du Canada, Association Minéralogique du Canada, Québec 1979, Programme et résumés, page 53.
- GILMOUR, P., (1965), The origin of the massive sulphide mineralization in the Noranda district, northwestern Quebec., Geological Association of Canada, Proceedings, volume 16, pages 63-81.
- GJELSVIK, T., (1968), Distribution of major elements in wall rocks and the silicate fraction of the Skorovass pyrite deposit, Grong area, Norway., Economic Geology, volume 63, pages 217-231.

- GOODWIN, A.M., (1965), Mineralized volcanic complexes in Porcupine - Kirkland Lake - Noranda region., Economic Geology, volume 60, numéro 5, pages 955-971.
- GOODWIN, A.M. et RIDLER, R.H., (1971), The Abitibi orogenic belt., Geological Survey of Canada, Paper 70-40, pages 1-24.
- GRASSO, F., (1974), Etude pétrographique et pétrologique de la partie Sud de la ceinture volcanique d'Abitibi., Mémoire de maîtrise, Département de Génie minéral, Ecole Polytechnique, 128 pages.
- HEY, M.H., (1954), A new review of the chlorites., Mineralogical Magazine, volume 30, pages 277-292.
- HOLLAND, H.D., (1972), Granites, solutions and base metal deposits., Economic Geology, volume 67, pages 281-301.
- HOLLISTER, L.S. and BURRUSS, R.C., (1976), Phase equilibria in fluid inclusions from the Khtada lake metamorphic complex., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 40, pages 163-175.
- HONNOREZ, J., (1969), La formation actuelle d'un gisement sous-marin de sulfures fumerolliennes à Vulcano (mer Tyrrhénienne). Partie I: Les minéraux sulfurés des tufs immergés à faible profondeur., Mineralium Deposita, volume 4, pages 114-131.
- HONNOREZ, J., HONNOREZ-GUERSTEIN, B., VALETTE, J. et WAUSCHKULM, M., (1973), Present day formation of an exhalative sulfide deposit at Vulcano (Tyrrhenian Sea). Part II: Active crystallisation of fumerolite sulfides in the volcanic sediments of the Baia de Levante., dans Amstutz, G.C. et Bernard, A.J., (1973), Ore in sediments., International Union of Geological Sciences, Series A, numéro 3, Springer-Verlag, pages 139-166.
- HUTCHINSON, R.W., (1973), Volcanogenic sulphide deposits and their metallogenic significance., Economic Geology, volume 68, pages 1223-1246.
- HUTCHINSON, R.W., RIDLER, R.H. et SUFFEL, G.G., (1971), Metallogenic relationships in the Abitibi belt, Canada: a model for Archean metallogeny., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 64, numéro 708, pages 48-57.
- JAMES, W.F., (1923), Rouyn map area, Temiskaming county, Quebec., Geological Survey of Canada, Summary Report 1923, part C, pages 126-144.
- JENKS, W.F., (1966), Some relations between Cenozoic volcanism and ore deposition in northern Japan., New York Academy of Sciences, Transactions, volume 28, pages 463-474.
- JOLLY, W.T., (1977), Relations between Archean lavas and intrusive bodies of the Abitibi Greenstone Belt, Ontario-Québec., dans Volcanic regions in Canada, Geological Association of Canada, Special Paper Number 16, pages 311-330.



- KOJIWARA, Y., (1970), Syngenetic fractures of the Kuroko ore from the Shakanai mine., dans Tatoumi et al., (1970), Volcanism and ore genesis, University of Tokyo Press, pages 197-206.
- KEEVIL, N.B., (1942), Vapor pressures of aqueous solutions at high temperatures, American Chemical Society, Journal, volume 64, pages 841-850.
- KNUCKEY, M., (1975), Geology of the Millenbach copper-zinc deposit, Noranda, Quebec, Canada., American Institute of Mining Engineering, Annual General Meeting, February 1975.
- KOO, J. et MOSSMAN, D., (1975), Origin and metamorphism of the Flin Flan stratabound Cu-Zn sulphide deposit, Saskatchewan and Manitoba., Economic Geology, volume 70, pages 48-62.
- KUNO, H., (1968), Differentiation of basalt magmas., dans Basalts, volume 2, H.H. Hoss et A. Poldervaart (éd.), Interscience, John Wiley and Sons, New York, pages 623-688.
- LICKUS, R.J., (1965), Geology and geochemistry of the ore deposits at the Vauze mine, Noranda district, Quebec., McGill University, Ph.D. Thesis, 135 pages.
- LINDGREN, W., (1933), Mineral Deposits., McGraw-Hill, New York, 930 pages.
- MACDONALD, G.A. et KATSURA, T., (1964), Chemical composition of Hawaiian lavas., Journal of Petrology, volume 5, pages 82-133.
- MACGREGOR, J.G., (1928), Structural features of certain Rouyn orebodies., Canadian Mining Journal, volume 49, pages 456-460.
- MATSUKUMA, T. et HARAKASHI, E., (1970), Kuroko deposits in Japan, a review., dans Volcanism and ore genesis, Tatsumi, T., ed., University of Tokyo Press, volume 1, pages 153-179.
- MCQUAT, W., (1872-73), Report of an examination of the country between Lakes Temiskaming and Abitibi., Geological Survey of Canada, Report of Progress 1872-73, pages 112-135.
- NILSSON, C.A., (1968), Wall-rock alteration at the Boliden deposit, Sweden., Economic Geology, volume 63, pages 472-494.
- OFTEDAHL, C., (1958), A theory of exhalative-sedimentary ores., Geologiska Foreningens I Stockholm Forhandlingar, volume 80, pages 1-19.
- PLATT, J.W., (1977), Volcanogenic mineralization at Avoca, Ca Wicklow, Ireland, and its regional implications., dans Volcanic processes in ore genesis, The Institution of Mining and Metallurgy and the Geological Society of London, pages 163-170.

- POTY, B., LEROY, J. et JACHIMOWICZ, L., (1976), Un nouvel appareil pour la mesure des températures sous le microscope: l'installation de microthermètrie Lhaixmeca., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume 99, pages 282-286.
- PRICE, P., (1934), The geology and ore deposits of the Horne mine, Noranda, Quebec., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, numéro 263, pages 138-140.
- RIDDELL, J.E., (1952), Wall rock alteration around base metal sulphide deposits of northwestern Quebec., Unpublished Ph.D. Thesis, McGill University, 220 pages.
- RIVERIN, G., (1977), Wall-rock alteration at the Millenbach mine, Noranda, Quebec., Unpublished Ph.D. Thesis, Queen's University, 218 pages.
- ROEDDER, E., (1962), Studies of fluid inclusions. I: Low temperature application of a dual purpose freezing and heating stage., Economic Geology, volume 57, pages 1045-1061.
- ROEDDER, E., (1963), Studies of fluid inclusions. II: Freezing data and their interpretation., Economic Geology, volume 58, pages 167-211.
- ROEDDER, E., (1967), Fluid inclusions as samples of ore fluids., dans Geochemistry of Hydrothermal ore deposits, H.L. Barnes, ed., New York, Holt, Rinehart and Winston, pages 515-574.
- ROEDDER, E., (1971), Data of Geochemistry. Sixth Edition. Chapter JJ. Composition of Fluid inclusions., United States Geological Survey, Professional Paper 440-JJ, 164 pages.
- ROSEN-SPENCE, A. de, (1969), Genèse des roches à cordiérite-anthophyllite des gisements cupro-zincifères de la région de Rouyn-Noranda, Québec., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 6, numéro 6, pages 1339-1345.
- SAKRISON, H.C., (1966), Chemical studies of the host rocks of the Lake Dufault mine, Quebec., Unpublished Ph.D. Thesis, McGill University, 138 pages.
- SANGSTER, D.F., (1972), Precambrian volcanogenic massive sulphide deposits: a review., Geological Survey of Canada, Paper 72-22, 44 pages.
- SANGSTER, D.F. et SCOTT, S.D., (1976), Precambrian, strata-bound, massive Cu-Zn-Pb sulfide ores of North America., dans Handbook of Stratabound and Stratiform Ore Deposits., Elsevier, volume 6, pages 129-222.
- SATO, T., (1977), Kuroko deposits: their geology, geochemistry and origin., dans Volcanic processes in ore genesis, The Institution of Mining and Metallurgy and the Geological Society of London, pages 153-161.

- SHARPE, J.I., (1965), Fields relations of Matagami sulphide masses bearing on their disposition in time and space., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 58, pages 951-964.
- SHARPE, J.I., (1967), Metallogenic portrait of the Noranda area., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Centennial Field Excursion, Northwestern Quebec and Northern Ontario, pages 62-63.
- SILLITOE, R.H., (1973), Environments of formation of volcanogenic massive sulphide deposits., Economic Geology, volume 68, pages 1321-1325.
- SOLER, E., (1974), Les chlorites liées aux minéralisations pyrito-cuprifères de la province de Huelva (SW Espagne)., Nancy, Sciences de la Terre, tome XIX, numéro 2, pages 181-189.
- SOLOMON, M., (1976), "Volcanic" massive sulphide deposits and their host rocks - a review and an explanation., dans Handbook of Stratabound and Stratiform Ore Deposits, Elsevier, volume 6, pages 21-54.
- SPITZ, G. et DARLING, R., (1973), Pétrographie des roches encaissantes du gisement cuprifère de Louvem., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 10, pages 760-776.
- SPITZ, G. et DARLING, R., (1975), The petrochemistry of altered volcanic rocks surrounding the Louvem copper deposit, Val d'Or, Quebec., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 12, pages 1820-1849.
- SPOONER, E.T.C., (1977), Hydrodynamic model for the origin of the ophiolitic cupriferous pyrite ore deposits of Cyprus., dans Volcanic processes in ore genesis, The Institution of Mining and Metallurgy, The Geological Society of London, pages 58-71.
- SPURR, J.E., (1923), The ore magmas., McGraw-Hill, New York, 915 pages.
- THURLOW, J.G., SWANSON, E.A. et STRONG, D.F., (1975), Geology and litho-geochemistry of the Buchans polymetallic sulphide deposit, Newfoundland., Economic Geology, volume 70, pages 130-144.
- TOURAY, J.C., (1970), Analyse microcryoscopique des inclusions gazeuses des "quartz à fenêtres". Exemple d'homogénéisation au voisinage de la température critique du méthane (- 82.5 °C)., Compte-rendu de l'Association des Sciences, volume 270, série D, pages 2613.
- TUTTLE, O.F. et BOWEN, N.L., (1958), Origin of granite in the light of experimental studies., Geological Society of America, Mémoire, volume 74, 153 pages.
- VALETTE, J.N., (1972), Etude sédimentologique et géochimique des dépôts littoraux entourant l'île Vulcano (Sicile). Rôle des fumerolles sous-marines dans les processus de néogénèse., Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, section 4, numéro 1, pages 25-77.

WALKER, T.L., (1930), Dalmatianite, the spotted greenstone from the Amulet mine, Noranda, Que., University of Toronto Studies, Geology series, numero 29, pages 9-12.

WEISBROD, A., POTY, B. et TOURET, J., (1976), Les inclusions fluides en géochimie-pétrologie: tendances actuelles., Bulletin de la Société Française de Minéralogie Cristallographie, volume 99, pages 140-152.

WHITEHEAD, R.E.S. et GOVETT, G.J.S., (1974), Exploration rock geochemistry-detection of trace element halos at Heath Steele Mines (N.B. Canada) by discriminant analysis., Journal of Geochemical Exploration, volume 3, numero 4, pages 371-386.

WILSON, M.E., (1941), Noranda district, Quebec., Geological Survey of Canada, Mémoire 229, 148 pages.

WOLFE, W.J., (1975), Zinc abundance in early Precambrian volcanic rocks; its relationship to exploitable levels of zinc in sulphide deposits of volcanic-exhalative origin., Geochemical Exploration 1974, Elsevier, pages 261-278.

YPMA, P., (1963), Rejuvenation of ore deposits as exemplified by the Belledonne metalliferous province., Thèse, Leiden, 212 pages.

APPENDICE I

CODIFICATIONS DES OBSERVATIONS

FICHE D'OBSERVATIONS PERSONNELLES

SERVANT DE SUPPORT GEOLOGIQUE

AUX DONNEES GEOCHIMIQUES

Projet		Trou		Seq		Az		Dip		Lat	
Dep		Elev		Prof		Type de trou (dia)		An			
Echant		De		A		Compos.		Coul		Gran Text. Struc Pheno	
Diam. Fx		Fract.		Ancl.		Rempliss		Alteration		Occ. Sulf. % Sulf. %	
%		%		%		%		%		Ply %	
P. o		C. p		S. p. h		G. a		H. e		M. a. g	
SiO2		Al2O3		Fe tot		FeO		Fe2O3		MgO	
CaO		Na2O		K2O		TiO2		P2O5		CO2	
S		H2O +		H2O -		Densité					
Cu		Zn		Pb		Mn		Ni		Co	
Au (on)?		Sn		Sb		Bi		Be		Se	
Mo		Ag (on)?		U		F		As		Cl	
Br		I		Bo		In		Ba		Cd	
Sr		Hg		Li		Zr		Cr		V	
Y		Ga									
CORRECTIONS											
REMARQUES						SCHÉMA					

Fiche de codification des observations

## CODIFICATION

(format informatique)

- \* Projet: (6A) ex.: FUMERO
- \* Trou: (1A, F4.0) ex.: B1704 (sous-terre) ou D0110 (surface)
- \* Séquence: (F3.0) ex.: 001 éch. re 0 du trou
- \* Azimuth: (F5.2) ex.: 122.53 N.B. 0-360
- \* Pendage: (F5.2) ex.: 040.00 N.B. 0-90
- \* Latitude: (F9.2) ex.: 0000703.25 N.B. re N
- \* Longitude: (F9.2) ex.: 0011654.63 N.B. re E
- \* Elévation: (F7.2) ex.: 08458.90 (en pieds)
- \* Profondeur: (F6.2) ex.: 0400.00 (en pieds)
- \* Type de trou: (A3, F5.4) ex.: AXT1.2500 ou EXT0.9375
- \* Année: 21 ex.: 75
- \* Echantillon: (F4.0, 1A) (fac.) ex.: 3123A N.B. 3001-3500
- \* De: (F6.2) ex.: 0693.55 (en pieds)
- \* A: (F6.2) ex.: 0716.25 (en pieds)
- \* Composition: (A5) RHYOL DACIT ANDES TUFF DYACI DIORI LAMPR
  - RHYOL rhyolitique
  - DACIT dacitique
  - ANDES andésitique
  - TUFF tuf
  - DYACI dyke acide
  - DIORI dyke de diorite
  - LAMPR dyke de lamprophyre
- \* Couleur: 2A (intensité-couleur)





4-fractures

5-matrice

6-Fragments

7-massifs

8-veinules

\* % Sulfures: % Total

\* % de chacun des types de sulfures

PY pyrite

PO pyrrhotine

CPY chalcopyrite

SPH sphalérite

GA galène

HE hématite

MAG magnétite

\* % des éléments majeurs

\* ppm des éléments traces

## APPENDICE II

### METHODE DE PREPARATION DES ECHANTILLONS

## METHODE DE PREPARATION DES ECHANTILLONS

- i) Couper à la scie une tranche longitudinale de 3/8" x 6" dans la carotte (5 min./éch)
- ii) Passage à l'abrasif 240 mesh pour enlever toute contamination par la scie ou sur la surface extérieure de la carotte (15 min./éch)
- iii) Lavage dans le bac ultra-sons (5 min./éch)
- iv) Concassage primaire au marteau dans un sac de plastique fort (5 min./éch)
- v) Concassage secondaire au broyeur à mâchoires de porcelaine (5 min./éch)
- vi) Pulvérisation au broyeur à disques de porcelaine et nettoyage du broyeur (15 min./éch)
- vii) Subdivision de l'échantillon à l'aide d'un "splitter" à vibration en deux échantillons de 40 g, l'excédent étant emmagasiné (10 min./éch)
- viii) Préparation des échantillons pour analyses d'éléments traces (pour le laboratoire du Ministère des Richesses Naturelles)
  - a) Tamisage au tamis de nylon de 150 mesh (5 min./éch)
  - b) Broyage au mortier à agate automatique de la partie - 150 mesh (45 min./éch)
  - c) Tamisage cf a)
  - d) Finition du broyage au mortier à agate manuel de la fraction - 150 mesh (10 min./éch)
  - e) Mélange (10 min./éch)

\* Les échantillons sont alors numérotés et prêts pour analyses.

**ix)** Préparation des échantillons pour analyses d'éléments majeurs  
(pour le laboratoire de Polytechnique)

a) Tamisage cf 8 a)

b) Pulvérisation au broyeur à anneaux (shatter-box) et lavage  
de l'appareil (15 min./éch)

c) Mélange (10 min./éch)

\* Les échantillons sont alors numérotés et prêts pour analyses.

APPENDICE III

ANALYSES CHIMIQUES

ELEMENTS MAJEURS

ET

MINERAUX NORMATIFS

## LISTE DES ABREVIATIONS UTILISEES

ECHANT. numéro de l'échantillon

TROU numéro du trou

ROCHE type de roche

QFP rhyolite porphyrique à quartz  
et feldspath

R "rhyolite Amulet"

### MINERAUX NORMATIFS:

Q quartz

IL ilménite

OR orthose

AN anorthite

AP apatite

AB albite

HM hématite

C corindon

DI diopside

EN enstatite

HE hédénbergite

FE ferrosilite

FA fayalite

MT magnétite

FO forstérite

### NOTE

Fe(T) : Fer total analysé mais non compris dans le TOTAL

ECHANT.	753050	753051	753052	753053	753054	753055	753056	753057	753058
TROU	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	76.76	76.74	73.59	76.29	74.81	75.18	75.86	76.89	71.51
TiO <sub>2</sub>	0.28	0.26	0.49	0.26	0.33	0.34	0.31	0.27	0.33
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.14	12.09	13.48	11.20	12.00	12.00	12.42	12.13	12.79
CaO	0.80	0.85	0.57	1.18	0.87	1.05	0.39	0.47	1.70
K <sub>2</sub> O	0.83	0.59	1.63	0.96	0.95	1.15	1.47	1.19	2.69
MgO	0.67	0.71	1.36	1.04	1.47	1.22	1.33	1.20	2.07
Fe(T)	(1.74)	(1.87)	(2.23)	(1.90)	(2.41)	(2.00)	(1.98)	(1.96)	(2.26)
FeO	1.54	1.80	1.93	1.54	1.93	1.42	1.54	1.42	1.80
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.77	0.67	1.04	1.00	1.30	1.28	1.11	1.22	1.23
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	0.73	0.80	1.42	1.03	1.27	1.14	1.33	1.18	1.79
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.25	0.20	0.21	0.36	0.20	0.23	0.25	0.25	0.32
S	0.06	0.01	0.04	0.03	0.02	0.02	0.02	0.06	0.08
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.03	0.03	0.04	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04
CO <sub>2</sub>	0.44	0.54	0.37	1.17	0.64	0.85	0.25	0.33	1.39
Na <sub>2</sub> O	4.19	4.26	3.43	3.44	3.70	3.61	3.28	3.44	1.85
TOTAL	99.49	99.55	99.60	99.53	99.52	99.52	99.59	100.08	99.59

MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	43.96	44.02	41.90	46.75	43.37	43.97	46.17	47.21	42.53
OR	5.07	3.60	10.01	5.96	5.85	7.10	9.04	7.29	16.93
AN	3.90	4.16	2.67	5.95	4.30	5.24	1.81	2.21	8.71
AB	38.88	39.54	32.01	32.48	34.65	33.86	30.67	32.02	17.70
C	3.35	3.35	5.82	2.79	3.84	3.40	5.45	4.98	4.47
EN	1.91	2.03	3.90	3.02	4.23	3.52	3.82	3.43	6.09
FE	1.27	1.79	1.43	1.18	1.51	.69	1.08	.86	1.44
MT	.83	.72	1.13	1.10	1.42	1.40	1.21	1.32	1.37
IL	.40	.37	.71	.38	.48	.49	.45	.39	.49
CM	.36	.36	.32	.32	.27	.27	.23	.22	.18
AP	.06	.06	.09	.07	.07	.07	.07	.07	.09

ECHANT.	753059	753060	753061	753062	753063	753064	753065	753066	753067
TROU	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	70.49	80.15	82.27	77.82	77.74	70.52	63.32	72.19	77.12
TiO <sub>2</sub>	0.35	0.24	0.17	0.24	0.52	0.25	0.23	0.25	0.23
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14.23	10.87	9.08	11.80	12.00	12.68	14.00	11.78	10.58
CaO	1.30	0.34	0.41	0.61	0.38	0.54	0.57	0.63	1.29
K <sub>2</sub> O	3.46	1.59	0.74	1.50	1.49	2.26	2.35	1.45	1.67
MgO	1.94	0.40	0.75	0.94	0.98	2.92	5.00	1.64	1.03
Fe(T)	(2.05)	(1.26)	(1.42)	(1.22)	(1.40)	(3.59)	(5.81)	(4.52)	(2.20)
FeO	1.67	0.64	0.90	0.90	1.03	2.83	4.89	2.70	1.67
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.07	1.09	1.03	0.74	0.85	0.98	2.87	3.46	1.28
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.99	0.64	0.65	0.82	1.05	2.70	4.20	1.63	1.03
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.29	0.18	0.20	0.21	0.22	0.35	0.36	0.20	0.19
S	0.07	0.54	0.22	0.01	0.01	0.04	0.04	1.24	0.06
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04	0.03	0.03	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04	0.03
CO <sub>2</sub>	1.04	0.32	0.38	0.58	0.27	0.47	0.49	0.41	1.02
Na <sub>2</sub> O	1.60	2.61	2.81	3.34	3.33	1.90	0.90	2.22	2.59
TOTAL	99.54	99.65	99.64	99.54	99.65	99.52	99.55	99.84	99.59

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	41.02	56.17	59.39	47.97	48.29	43.27	37.12	47.08	49.72
OR	21.70	9.88	4.60	9.22	9.15	14.26	15.09	9.21	10.44
AN	6.57	1.50	1.93	2.95	1.76	2.65	2.79	3.08	6.57
AB	15.25	24.64	26.53	31.21	31.07	18.22	8.78	21.43	24.62
C	6.47	4.97	3.42	4.14	4.87	7.22	10.72	6.46	2.36
EN	5.69	1.16	2.18	2.70	2.81	8.61	15.00	4.87	3.01
FE	1.32	.00	.37	.51	.59	3.26	7.35	5.50	1.45
MT	1.19	.90	1.13	.81	.92	1.94	2.20	1.90	1.42
IL	.52	.35	.25	.35	.39	.45	.79	.37	.34
CM	.18	.14	.14	.09	.09	.06	.06	.00	.00
AP	.09	.09	.07	.07	.07	.07	.09	.09	.07
HM	.20								



ECHANT.	753068	753069	753070	753071	753072	753073	753074	753075	753076
TROU	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R	R	R	R

ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	77.61	77.87	77.43	77.03	64.84	66.53	76.25	65.44	76.31
TiO <sub>2</sub>	0.25	0.26	0.26	0.26	0.86	0.99	0.55	0.83	0.71
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.94	11.91	12.03	11.72	9.15	11.41	9.03	13.86	12.20
CaO	0.41	0.32	0.26	0.44	0.29	0.29	0.47	0.48	0.41
K <sub>2</sub> O	1.64	1.50	1.13	1.02	2.14	2.34	0.70	1.39	0.46
MgO	1.20	1.31	1.20	1.16	2.33	2.95	1.78	3.20	3.19
Fe(T)	(1.20)	(1.32)	(1.64)	(1.68)	(9.69)	(7.46)	(3.91)	(5.04)	(4.65)
FeO	0.90	1.03	1.29	1.29	3.73	5.02	2.32	3.34	3.60
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.71	0.74	0.91	0.96	9.70	5.08	3.01	3.49	2.64
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.29	1.33	1.10	1.31	2.29	3.16	1.59	2.71	2.59
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.22	0.26	0.20	0.24	0.27	0.30	0.19	0.30	0.26
S	0.41	0.04	0.06	0.06	5.72	1.95	1.16	0.59	0.04
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.03	0.03	0.03	0.03	0.21	0.21	0.13	0.17	0.16
CO <sub>2</sub>	0.36	0.27	0.23	0.40	0.23	0.21	0.30	0.27	0.19
Na <sub>2</sub> O	2.66	2.72	3.40	3.60	0.07	0.11	2.06	3.37	2.91
TOTAL	99.63	99.61	99.53	99.52	100.39	100.59	99.56	99.27	99.51

MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	51.60	51.79	48.73	47.50	48.69	49.54	56.93	32.54	43.68
OR	10.16	9.26	6.93	6.27	14.54	15.35	4.46	8.69	2.87
AN	1.93	1.45	1.14	2.07	.08	.07	1.60	1.35	1.04
AB	25.04	25.51	31.68	33.65	.72	1.10	19.95	32.04	27.59
C	5.85	6.05	5.45	4.51	8.40	10.51	5.11	7.33	7.55
EN	3.47	3.78	3.44	3.33	7.40	9.05	5.30	9.35	9.30
FE	.26	.43	.69	.66	14.95	8.94	2.64	3.96	3.50
MT	.78	.81	.99	1.04	2.70	2.80	2.26	2.51	2.39
IL	.37	.38	.38	.38	1.38	1.53	.83	1.22	1.04
CM	.48	.48	.52	.53	.64	.62	.64	.63	.67
AP	.07	.07	.07	.07	.50	.49	.29	.38	.35

ECHANT.	753077	753078	753079	753080	753081	753082	753083	753084	753085
TRQU	B-1726	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212
ROCHE	R	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	47.29	76.07	75.40	77.14	76.51	77.59	75.72	75.02	74.73
TiO <sub>2</sub>	1.16	0.30	0.30	0.29	0.33	0.25	0.31	0.28	0.28
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	18.80	11.37	12.17	12.02	12.62	11.60	12.09	12.44	11.90
CaO	0.52	0.19	0.18	0.46	0.45	0.78	0.62	0.53	0.51
K <sub>2</sub> O	1.73	2.12	2.30	1.13	1.29	1.59	1.39	1.66	1.52
MgO	8.15	2.46	2.33	1.24	1.59	1.16	1.32	1.57	1.54
Fe(T)	(1.48)	(2.33)	(2.04)	(1.68)	(2.09)	(1.86)	(21.18)	(2.39)	(2.65)
FeO	7.72	1.54	1.42	1.30	1.43	1.17	1.69	1.43	1.43
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.97	1.61	1.33	0.95	1.39	1.35	1.23	1.82	2.19
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	6.20	2.25	2.22	1.16	1.38	1.08	1.24	1.42	1.18
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.32	0.26	0.22	0.15	0.25	0.15	0.19	0.19	0.18
S	0.38	0.01	0.01	0.04	0.06	0.01	0.00	0.36	0.72
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.26	0.04	0.04	0.03	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04
CO <sub>2</sub>	0.25	0.26	0.23	0.25	0.24	0.49	0.33	0.22	0.24
Na <sub>2</sub> O	2.59	1.05	1.41	3.39	2.18	2.14	3.41	2.97	3.18
TOTAL	100.08	99.49	99.51	99.52	99.72	99.36	99.54	99.91	99.60

MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	6.80	56.95	53.27	48.06	53.83	54.28	45.05	46.14	45.22
OR	10.91	13.40	14.44	6.94	8.01	9.91	8.55	10.24	9.42
AN	.94	.73	.67	2.17	2.07	3.81	2.93	2.47	2.38
AB	24.83	10.09	13.46	31.67	20.58	20.27	31.88	27.84	29.95
C	14.39	8.29	8.27	5.06	7.94	5.80	4.48	5.57	4.80
EN	24.03	7.27	6.84	3.56	4.61	3.38	3.79	4.53	4.46
FE	12.26	.86	.86	.91	.75	.45	1.28	.60	1.16
MT	2.86	1.80	1.48	1.03	1.53	1.49	1.34	1.91	1.91
IL	1.73	.45	.44	.42	.48	.37	.45	.41	.41
CM	.68	.07	.07	.11	.11	.16	.16	.20	.20
AP	.58	.09	.09	.07	.09	.09	.09	.09	.09

ECHANT.	753086	753087	753088	753089	753090	753091	753092	753093	753094
TRQU	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R

ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	73.84	71.08	70.99	68.68	73.78	74.06	73.21	67.19	62.75
TiO <sub>2</sub>	0.35	0.37	0.53	0.69	0.37	0.42	0.33	0.65	0.89
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.22	12.77	12.54	13.22	12.87	11.92	12.11	13.46	13.17
CaO	1.49	1.43	0.59	0.82	0.91	1.43	1.50	1.69	1.83
K <sub>2</sub> O	2.70	3.01	0.49	0.90	0.81	1.44	0.75	0.46	1.15
MgO	1.88	2.37	2.94	3.31	1.38	1.54	1.51	2.50	3.59
Fe(T)	(2.57)	(3.27)	(4.05)	(4.24)	(2.78)	(2.83)	(2.97)	(4.83)	(6.88)
FeO	1.82	2.34	2.86	3.12	2.08	2.08	2.21	3.64	5.72
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.65	2.07	2.61	2.59	1.66	1.73	1.79	2.86	3.47
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.02	1.46	2.21	2.35	1.01	1.23	1.20	1.94	3.00
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.14	0.23	0.17	0.21	0.20	0.20	0.14	0.25	0.18
S	0.01	0.00	0.03	0.02	0.01	0.00	0.01	0.03	0.03
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04	0.04	0.03	0.04	0.04	0.03	0.04	0.04	0.13
CO <sub>2</sub>	0.23	0.17	0.22	0.44	0.24	0.27	0.84	0.81	1.28
Na <sub>2</sub> O	2.20	2.14	3.21	3.20	4.15	3.35	3.90	4.01	3.65
TOTAL	99.55	99.44	99.39	99.55	99.47	99.67	99.50	99.49	100.71

MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	42.74	38.33	42.17	37.51	40.09	41.52	40.07	31.75	24.18
OR	16.63	18.61	3.04	5.58	4.94	8.84	4.61	2.85	7.17
AN	7.43	7.15	2.87	4.00	4.39	7.17	7.48	8.52	8.69
AB	20.59	20.11	30.31	30.18	38.44	31.24	36.47	37.74	34.61
C	3.49	3.98	6.57	6.40	4.06	2.63	2.56	3.88	3.35
EN	5.41	6.85	8.54	9.60	3.93	4.42	4.34	7.24	10.47
FE	1.07	2.09	3.08	2.89	1.32	1.20	1.48	4.22	6.83
MT	1.34	1.91	2.18	2.35	1.79	1.88	1.95	2.30	2.57
IL	.45	.41	.78	1.01	.53	.61	.48	.95	1.31
CM	.16	.20	.39	.39	.42	.43	.47	.47	.54
AP	.09	.09	.07	.09	.09	.07	.09	.09	.29

ECHANT.	753095	753096	753097	753098	753099	753100	753101	753102	753103
TROU	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	57.43	74.67	74.47	51.88	68.02	70.19	70.53	66.79	70.85
TiO <sub>2</sub>	0.87	0.30	0.31	1.41	0.88	0.73	0.78	0.76	0.70
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.31	12.10	12.74	17.12	10.51	12.61	12.26	14.72	13.61
CaO	5.19	0.94	0.87	2.34	3.07	0.95	1.00	0.72	0.70
K <sub>2</sub> O	1.20	0.80	0.49	3.44	1.80	1.19	0.96	0.53	1.06
MgO	3.94	0.69	0.62	5.13	2.13	1.90	1.95	2.20	1.74
Fe(T)	(6.42)	(3.33)	(3.45)	(9.34)	(5.28)	(4.46)	(4.69)	(4.97)	(3.79)
FeO	5.20	2.34	2.34	7.41	4.29	3.25	3.25	3.38	4.16
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.40	2.16	2.33	5.11	2.78	2.76	3.09	3.34	0.79
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.03	0.52	0.75	3.86	1.43	1.51	1.58	1.93	1.33
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.21	0.26	0.18	0.36	0.17	0.23	0.20	0.27	0.21
S	0.05	0.55	0.34	0.14	1.32	0.34	0.04	0.32	0.12
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.14	0.04	0.04	0.27	0.16	0.16	0.18	0.17	0.17
CO <sub>2</sub>	3.84	0.47	0.32	0.26	1.11	0.29	0.21	0.13	0.11
Na <sub>2</sub> O	3.46	4.30	4.34	2.09	1.72	3.59	3.66	4.62	4.12
TOTAL	100.13	100.10	100.08	100.55	99.76	99.54	99.51	99.71	99.50

MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	14.89	40.66	41.45	8.90	39.87	37.56	38.00	30.22	35.12
OR	7.68	4.88	2.98	21.43	11.55	7.35	5.92	3.24	6.45
AN	15.73	4.55	4.18	10.38	15.41	3.83	3.95	2.55	2.43
AB	33.66	39.87	40.17	19.79	16.77	33.69	34.28	42.92	38.11
C	.00	2.87	4.03	7.31	.63	4.65	4.34	6.37	5.42
EN	8.98	1.97	1.76	14.93	6.39	5.48	5.62	6.28	4.95
FE	5.36	2.20	2.40	10.83	4.41	2.98	3.26	3.86	4.61
MT	2.57	1.92	1.93	3.15	2.63	2.40	2.46	2.41	.85
IL	1.31	.43	.45	2.07	1.33	1.06	1.13	1.10	1.00
CM	.55	.56	.56	.62	.64	.66	.66	.69	.69
AP	.32	.09	.09	.60	.36	.35	.39	.37	.37
DI	5.60								
HE	3.34								

ECHANT.	753104	753105	753106	753107	753108	753109	743110	753111	753112
TROU	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	D-116	D-116	D-116
ROCHE	R	R	R	R	R	R	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	69.36	69.10	65.64	69.09	70.07	74.12	76.49	75.52	75.93
TiO <sub>2</sub>	0.72	0.75	0.80	0.69	0.76	0.66	0.26	0.26	0.27
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.97	13.43	13.90	12.62	12.87	10.77	11.37	11.68	11.24
CaO	0.24	0.90	0.87	0.96	0.97	1.07	0.56	0.69	1.15
K <sub>2</sub> O	1.12	1.08	6.25	3.36	0.59	0.88	2.02	1.97	2.67
MgO	2.02	1.96	3.50	2.55	1.81	1.57	1.73	1.90	1.35
Fe(T)	(4.93)	(4.70)	(4.59)	(4.24)	(4.57)	(4.32)	(2.26)	(2.40)	(2.04)
FeO	3.38	3.51	2.86	3.25	2.34	3.51	1.43	1.56	1.43
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.29	2.82	3.38	2.45	3.93	2.27	1.64	1.69	1.32
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.80	1.54	1.69	1.56	1.50	1.28	1.76	1.78	1.22
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.27	0.20	0.23	0.19	0.29	0.17	0.29	0.25	0.27
S	0.03	0.08	0.00	0.01	0.10	0.05	0.03	0.07	0.30
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.16	0.16	0.18	0.15	0.15	0.14	0.03	0.04	0.04
CO <sub>2</sub>	0.19	0.23	0.23	0.27	0.23	0.15	0.28	0.39	0.82
Na <sub>2</sub> O	3.58	3.99	0.72	2.23	4.14	3.06	1.72	1.81	1.82
TOTAL	99.57	99.59	100.07	99.23	99.60	99.56	99.58	99.57	99.79

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	33.27	34.20	28.40	35.38	36.32	45.81	53.67	51.78	49.26
OR	6.84	6.61	38.41	20.77	3.62	5.44	12.67	12.35	16.71
AN	3.16	3.54	3.27	3.96	3.98	4.60	2.74	3.35	5.77
AB	38.23	37.12	6.73	20.96	38.63	28.75	16.39	17.24	17.31
C	4.35	5.03	5.45	4.49	4.56	3.62	6.27	6.27	3.89
EN	5.76	5.61	10.05	7.37	5.19	4.54	5.07	5.56	3.95
FE	3.87	3.31	2.86	2.58	3.17	2.79	.92	1.09	1.11
MT	2.37	2.41	2.48	2.36	2.36	2.34	1.82	1.87	1.46
IL	1.04	1.08	1.16	1.01	1.01	.96	.38	.38	.40
CM	.74	.75	.79	.80	.84	.84	.01	.01	.06
AP	.37	.35	.39	.33	.33	.31	.07	.09	.09

ECHANT.	753113	753114	753115	753116	753117	753118	753119	743120	753121
TROU	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	75.67	77.31	77.15	76.53	77.10	77.01	77.22	70.79	74.23
TiO <sub>2</sub>	0.24	0.24	0.27	0.26	0.26	0.26	0.26	0.62	0.40
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.13	11.21	11.43	11.93	11.73	11.56	11.78	11.85	10.97
CaO	0.99	0.38	0.36	0.64	0.61	0.40	0.94	1.23	1.05
K <sub>2</sub> O	2.39	2.04	2.17	1.75	1.48	1.15	1.24	0.72	0.45
MgO	1.39	2.00	1.96	0.91	0.85	1.41	0.89	2.65	2.14
Fe(T)	(2.72)	(1.70)	(1.78)	(1.80)	(1.89)	(2.01)	(1.39)	(3.72)	(3.18)
FeO	1.82	1.17	1.43	1.30	1.56	1.30	0.91	2.60	2.21
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.86	1.13	0.95	1.12	0.96	1.42	0.97	2.42	2.09
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.04	1.83	1.83	0.71	0.82	1.40	0.89	2.22	1.72
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.16	0.51	0.30	0.23	0.19	0.24	0.20	0.28	0.24
S	0.90	0.01	0.00	0.04	0.02	0.01	0.02	0.04	0.06
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.03	0.03	0.03	0.03	0.02	0.04	0.03	0.04	0.03
CO <sub>2</sub>	0.62	0.34	0.33	0.50	0.46	0.25	0.72	0.82	0.68
Na <sub>2</sub> O	2.17	1.33	1.28	3.59	3.47	3.11	3.48	3.27	3.24
TOTAL	100.38	99.5	99.46	99.51	99.51	99.52	99.52	99.51	99.48

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	47.75	56.90	56.28	43.97	46.16	50.55	47.02	40.52	46.20
OR	14.88	12.85	13.64	10.71	9.08	7.18	7.62	4.50	2.80
AN	4.97	1.80	1.69	3.09	3.01	1.82	4.65	6.18	5.29
AB	20.54	12.73	12.23	33.40	32.37	29.49	32.52	31.06	30.69
C	3.73	7.21	7.42	3.44	3.81	5.27	3.49	4.10	3.82
EN	4.05	5.89	5.76	2.60	2.44	4.11	2.56	7.74	6.23
FE	1.72	.84	1.35	.94	1.48	0.00	.39	2.32	1.98
MT	1.88	1.26	1.06	1.21	1.04	0.00	1.06	2.29	2.05
IL	.35	.36	.40	.38	.38	.02	.38	.91	.59
CM	.06	.11	.11	.19	.19	.24	.24	.29	.29
AP	.07	.07	.07	.06	.04	.09	.07	.09	.07
HM						1.05			

ECHANT.	753122	753123	753124	753125	753126	753127	753128	753129	753130
TRQU	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	68.98	67.94	76.72	74.01	78.38	78.08	62.47	65.06	62.14
TiO <sub>2</sub>	0.56	0.62	0.27	0.23	0.24	0.24	0.89	0.96	0.85
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.01	12.94	11.95	10.16	11.11	10.85	11.41	11.69	12.28
CaO	1.04	1.12	0.62	0.58	0.19	0.36	0.29	0.37	0.43
K <sub>2</sub> O	1.57	1.43	1.91	1.46	3.07	3.13	1.29	1.82	0.60
MgO	2.75	2.90	1.23	1.80	1.24	1.06	3.71	3.01	4.08
Fe(T)	(4.04)	(4.37)	(1.76)	(4.43)	(1.74)	(1.57)	(11.31)	(9.49)	(8.25)
FeO	2.86	2.60	1.69	1.56	0.91	0.91	8.97	7.41	5.33
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.59	3.35	0.63	4.60	1.47	1.23	6.20	5.33	5.87
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.98	2.00	1.29	1.47	1.42	0.89	4.22	3.55	3.60
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.29	0.33	0.30	0.27	0.36	0.21	0.38	0.36	0.42
S	0.24	0.24	0.24	2.63	0.24	0.19	0.31	0.26	0.75
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04	0.04	0.03	0.02	0.03	0.03	0.18	0.24	0.22
CO <sub>2</sub>	0.44	0.47	0.35	0.35	0.17	0.31	0.15	0.14	0.20
Na <sub>2</sub> O	3.40	3.40	2.39	1.82	1.47	1.90	0.14	0.14	2.14
TOTAL	99.71	99.34	99.59	100.34	100.77	99.36	100.43	100.1	99.53

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	34.26	33.34	50.08	51.32	54.40	51.30	43.57	47.00	36.02
OR	9.70	8.89	11.84	9.31	19.05	19.42	8.47	11.85	3.89
AN	5.12	5.57	3.02	2.97	.78	1.67	.29	.29	.76
AB	31.93	32.11	22.52	17.64	13.87	17.92	1.40	1.39	21.20
C	4.48	4.43	5.61	5.40	5.84	4.30	11.75	11.30	9.40
EN	7.94	8.42	3.56	5.36	3.60	3.07	11.38	9.16	12.37
FE	3.13	3.64	1.77	5.27	.00	.08	18.00	13.57	11.27
MT	2.21	2.27	.69	1.89	1.48	1.35	2.70	2.77	2.60
IL	.82	.91	.39	.35	.35	.35	1.38	1.47	1.30
CM	.33	.33	.44	.45	.45	.47	.65	.64	.69
AP	.09	.09	.07	.05	.07	.07	.42	.55	.51

ECHANT.	753131	753132	753133	753134	743135	753136	753137	753160	753161	753162
TRQU	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-190	D-190	D-190
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	61.27	69.85	71.11	63.07	69.38	66.82	58.74	72.60	71.41	74.76
TiO <sub>2</sub>	1.01	0.78	0.85	1.08	0.77	1.05	1.37	0.27	0.27	0.26
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.63	11.89	13.06	15.67	12.48	13.02	13.66	11.33	11.30	11.77
CaO	0.49	0.68	0.79	0.98	0.79	2.67	1.72	0.44	0.38	0.59
K <sub>2</sub> O	2.55	0.11	0.12	0.65	0.41	0.96	0.63	3.26	2.87	2.86
MgO	3.34	1.38	1.51	3.15	2.46	2.14	2.69	1.68	2.32	2.25
Fe(T)	(5.84)	(4.98)	(3.43)	(5.96)	(5.49)	(4.79)	(7.74)	(3.61)	(4.57)	(12.30)
FeO	4.55	1.69	2.21	3.90	3.51	2.86	4.03	1.56	1.95	1.95
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.29	5.24	2.44	4.18	3.94	3.67	6.58	3.42	4.36	1.12
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.55	1.10	1.16	2.49	2.15	1.07	1.49	1.76	2.35	2.25
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.26	0.34	0.21	0.44	0.27	0.26	0.27	0.26	0.40	0.30
S	1.45	2.60	0.31	0.07	0.12	1.35	3.58	2.45	2.29	0.04
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.22	0.20	0.22	0.23	0.16	0.23	0.29	0.03	0.03	0.03
CO <sub>2</sub>	0.20	0.33	0.37	0.19	0.14	0.58	0.40	0.74	0.59	0.84
Na <sub>2</sub> O	3.45	4.81	5.24	4.29	3.00	3.69	4.59	0.14	0.23	0.37
TOTAL	100.04	100.8	99.38	100.16	99.42	100.14	99.75	99.91	100.72	99.36

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	22.77	35.42	34.84	25.79	41.92	31.04	18.69	55.56	53.23	56.26
OR	15.81	.68	.73	3.97	2.56	5.92	3.99	21.33	18.71	18.29
AN	1.04	2.17	2.55	3.47	3.04	12.27	7.12	2.20	1.86	2.96
AB	32.50	43.36	48.38	39.82	28.47	34.61	44.22	1.39	2.28	3.60
C	7.82	3.56	3.82	7.54	6.58	1.83	3.51	8.27	8.67	8.35
EN	9.68	4.00	4.29	8.99	7.18	6.17	7.97	5.14	7.07	6.73
FE	5.07	4.07	.51	4.88	5.15	2.59	7.86	3.66	5.75	2.04
MT	2.69	2.45	2.50	2.75	2.47	2.75	3.12	1.95	1.95	1.27
IL	1.48	1.14	1.22	1.56	1.13	1.53	2.05	.42	.41	.39
CM	.66	.70	.69	.74	.76	.79	.81	.00	.00	.05
AP	.48	.44	.47	.50	.35	.50	.65	.07	.07	.07



ECHANT.	753163	753164	753165	753166	753167	753168	753169	753170	753171
TRQU	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	77.43	72.80	72.04	67.96	73.63	72.71	71.01	73.56	52.53
TiO <sub>2</sub>	0.24	0.26	0.29	0.38	0.22	0.24	0.24	0.23	0.15
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.06	12.06	13.15	10.73	9.27	9.58	9.84	10.07	6.82
CaO	0.41	0.13	0.22	0.20	0.12	0.04	0.07	0.05	0.05
K <sub>2</sub> O	2.84	2.58	3.04	2.71	2.18	1.85	1.94	1.84	0.74
MgO	1.75	3.13	3.20	1.95	1.75	1.99	2.19	1.89	3.12
Fe(T)	(1.79)	(3.11)	(2.88)	(6.54)	(4.98)	(6.26)	(7.04)	(5.98)	(16.26)
FeO	1.56	1.56	2.34	2.86	3.12	4.03	4.03	3.64	5.85
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.82	2.71	0.72	6.17	3.65	4.47	5.58	4.50	16.74
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.98	3.01	3.11	2.46	1.92	2.50	2.42	2.25	2.81
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.51	0.59	0.50	0.32	0.39	0.38	0.51	0.37	0.40
S	0.03	0.09	0.03	4.20	2.45	1.17	1.67	1.22	11.54
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.02	0.02	0.03	0.02	0.02	0.01	0.02	0.02	0.02
CO <sub>2</sub>	0.61	0.20	0.26	0.30	0.20	0.16	0.22	0.18	0.34
Na <sub>2</sub> O	0.34	0.34	0.31	0.09	0.14	0.14	0.13	0.40	0.12
TOTAL	99.58	99.47	99.21	100.81	99.57	99.71	100.28	100.2	98.73

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	60.35	55.16	52.07	51.76	60.78	59.11	55.92	58.05	33.31
OR	18.12	16.55	19.42	18.23	14.48	12.20	12.81	11.95	5.59
AN	2.06	.56	.97	.98	.52	.15	.24	.13	1.55
AB	3.30	3.32	3.01	.92	1.41	1.40	1.30	3.95	1.38
C	7.93	10.10	10.65	9.12	7.99	8.89	9.09	8.85	7.51
EN	5.22	9.39	9.55	6.13	5.43	6.13	6.76	5.74	11.01
FE	1.64	2.46	2.91	9.95	6.92	9.57	11.31	8.77	37.15
MT	.93	1.92	.81	2.11	1.92	1.94	1.94	1.92	1.90
IL	.36	.39	.44	.60	.34	.37	.37	.35	.27
CM	.05	.10	.10	.15	.15	.20	.20	.25	.29
AP	.05	.05	.07	.05	.05	.02	.05	.05	.05

ECHANT.	753172	753173	753174	753175	753176	753177	753178	753179	753180
TROU	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	68.25	75.08	72.88	74.42	73.43	66.45	66.41	66.54	33.34
TiO <sub>2</sub>	0.22	0.22	0.24	0.24	0.26	0.22	0.52	0.53	1.95
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6.71	9.79	10.30	10.22	10.43	9.01	10.91	11.28	19.49
CaO	0.27	0.07	0.04	0.14	0.09	0.16	0.44	0.24	0.44
K <sub>2</sub> O	2.17	2.34	2.15	2.16	2.39	1.99	1.81	2.22	1.27
MgO	1.47	1.28	1.70	1.60	1.46	1.86	3.40	3.14	7.29
Fe(T)	(5.47)	(4.30)	(6.00)	(5.69)	(5.55)	(5.75)	(7.37)	(7.95)	(19.90)
FeO	2.86	3.12	4.42	4.29	3.60	5.72	6.50	6.37	19.75
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.64	2.68	3.66	3.36	3.93	1.86	3.31	4.28	6.50
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.75	2.14	2.37	2.41	2.27	1.66	3.48	3.20	8.07
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.30	0.23	0.34	0.40	0.38	0.19	0.42	0.33	0.38
S	4.20	1.97	0.97	0.61	1.35	5.80	1.62	2.02	0.42
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.01	0.01	0.02	0.03	0.02	0.03	0.03	0.04	0.29
CO <sub>2</sub>	0.21	0.16	0.28	0.19	0.23	0.33	0.51	0.32	0.21
Na <sub>2</sub> O	0.14	0.12	0.10	0.09	0.11	0.33	0.10	0.17	0.05
TOTAL	99.38	100.32	99.9	100.3	100.17	99.63	99.63	100.71	99.54

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	60.29	62.95	58.45	60.14	58.74	55.03	49.61	47.48	1.22
OR	15.78	15.42	14.06	14.00	15.59	14.11	12.02	14.57	8.73
AN	.35	.15	.62	.27	.73	1.31	2.23	1.03	.34
AB	1.55	1.20	.99	.89	1.09	3.56	1.01	1.70	.52
C	5.41	8.54	9.19	9.15	8.94	7.75	9.89	10.01	22.76
EN	5.00	3.94	5.20	4.85	4.45	6.16	10.74	9.63	23.41
FE	8.95	5.23	8.79	7.99	7.66	9.27	10.91	11.97	34.63
MT	1.95	1.92	1.94	1.94	1.96	1.93	2.26	2.27	4.01
IL	.38	.34	.37	.37	.40	.37	.81	.82	3.16
CM	.33	.30	.34	.34	.39	.43	.44	.44	.51
AP	.03	.02	.05	.07	.05	.08	.07	.09	.71

ECHANT.	753181	753182	753183	753184	753185	753186	753187	763316	763317
TROU	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	37.69	46.27	61.14	64.40	60.90	64.03	61.10	56.10	57.59
TiO <sub>2</sub>	1.75	1.43	1.05	1.05	1.25	1.10	0.96	1.27	1.12
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	18.23	19.16	14.37	12.43	12.42	14.20	12.95	13.88	12.48
CaO	0.39	0.70	0.52	0.42	0.44	0.86	3.85	0.59	0.39
K <sub>2</sub> O	1.28	3.04	2.52	2.13	1.40	2.93	2.37	2.20	1.06
MgO	7.06	5.68	3.65	3.78	4.30	4.08	4.35	2.69	2.57
Fe(T)	(18.28)	(12.20)	(8.48)	(2.77)	(10.26)	(5.15)	(4.85)	(12.31)	(15.27)
FeO	18.19	11.69	7.93	6.37	8.06	4.29	4.29	13.60	15.40
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5.92	5.32	4.15	4.03	5.71	2.59	2.16	2.41	4.65
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	7.47	6.24	4.22	4.09	4.64	3.83	3.67	3.62	4.71
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.44	0.42	0.42	0.52	0.63	0.53	0.54	0.28	0.21
S	0.44	0.01	0.02	0.00	0.01	0.00	0.02	2.38	0.88
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.24	0.35	0.26	0.23	0.26	0.25	0.22	0.20	0.23
CO <sub>2</sub>	0.19	0.37	0.30	0.23	0.17	0.54	2.93	0.32	0.09
Na <sub>2</sub> O	0.08	0.24	0.25	0.18	0.08	0.49	0.57	0.93	0.21
TOTAL	99.49	100.68	100.54	99.63	100.01	99.47	99.74	100.47	101.59

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	7.44	15.24	38.65	45.66	42.86	41.30	33.73	29.25	37.26
OR	8.74	19.80	16.25	13.87	9.21	18.79	15.51	14.57	7.04
AN	.42	1.31	.96	.64	.54	2.86	19.57	1.82	.49
AB	.83	2.38	2.45	1.78	.80	4.78	5.67	9.36	2.12
C	20.91	18.10	13.00	11.57	12.88	10.97	3.57	11.47	13.29
EN	22.53	17.29	11.00	11.50	13.22	12.23	13.00	8.32	7.98
FE	31.46	19.08	12.12	9.39	14.24	3.55	3.83	19.48	26.06
MT	3.76	3.27	2.84	2.86	3.11	2.87	2.50	2.82	3.00
IL	2.82	2.20	1.60	1.61	1.94	1.66	1.48	1.98	1.75
CM	.51	.54	.53	.59	.59	.62	.64	.47	.48
AP	.58	.81	.59	.53	.61	.57	.51	.47	.54

ECHANT.	763318	763319	763320	763321	763322	763323	763324	763325	763326
TROU	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	43.28	50.27	61.41	56.66	41.04	36.93	47.73	65.82	57.29
TiO <sub>2</sub>	1.71	1.18	0.93	1.15	1.88	1.34	1.13	0.72	0.83
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19.46	18.56	13.43	12.13	20.17	23.55	17.91	12.51	13.31
CaO	0.37	0.47	0.36	0.50	0.66	0.50	0.41	0.27	0.34
K <sub>2</sub> O	3.01	3.14	1.55	0.27	2.84	4.26	2.09	1.68	0.82
MgO	3.96	3.63	2.91	3.91	6.30	5.87	5.21	2.98	4.36
Fe(T)	(15.73)	(12.14)	(11.28)	(14.87)	(14.30)	(14.16)	(14.39)	(8.95)	(13.12)
FeO	16.27	12.73	11.67	14.03	15.21	15.77	14.90	9.00	13.66
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.40	3.20	3.15	5.66	3.54	2.71	4.01	2.79	3.57
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	6.41	5.79	4.87	5.79	7.17	7.63	6.52	4.29	5.92
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.28	0.20	0.09	0.14	0.30	0.24	0.30	0.20	0.10
S	0.32	0.02	0.06	0.14	0.02	0.02	0.01	0.01	0.01
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.23	0.27	0.20	0.22	0.38	0.31	0.26	0.16	0.19
CO <sub>2</sub>	0.10	0.11	0.11	0.22	0.15	0.15	0.17	0.10	0.07
Na <sub>2</sub> O	0.16	0.27	0.11	0.04	0.09	0.29	0.09	0.03	0.02
TOTAL	99.76	99.58	100.67	100.67	99.39	99.78	100.87	100.64	100.61

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	13.42	22.58	42.75	38.93	10.18	.00	20.35	49.06	38.01
OR	20.13	20.63	10.14	1.81	18.83	28.06	13.77	10.91	5.44
AN	.38	.63	.53	1.18	.89	.51	.37	.32	.50
AB	1.63	2.70	1.09	.41	.91	2.90	.90	.30	.20
C	19.54	17.61	13.78	14.11	20.41	22.27	18.72	12.64	14.98
EN	12.37	11.14	8.90	12.25	19.52	16.22	16.04	9.05	13.51
FE	25.13	18.74	17.66	25.38	21.06	20.40	23.96	13.19	22.40
MT	3.67	3.01	2.74	3.05	3.83	3.16	2.96	2.49	2.64
IL	2.70	1.83	1.43	1.82	2.94	2.08	1.76	1.10	1.30
CM	.49	.50	.51	.53	.54	.55	.56	.57	.59
AP	.54	.63	.46	.52	.89	.72	.61	.37	.45
FA						1.74			
FO						1.39			

ECHANT.	763327	763328	763329	763330	763331	763332	763333	763334	763335
TROU	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	59.21	56.68	71.47	71.58	71.21	74.66	63.52	70.36	71.94
TiO <sub>2</sub>	1.30	1.34	0.34	0.30	0.21	0.42	0.52	0.28	0.42
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.45	15.80	11.32	12.17	8.60	12.02	12.01	10.89	10.46
CaO	2.19	2.88	1.68	0.76	4.35	0.68	3.47	2.87	1.38
K <sub>2</sub> O	1.05	1.61	2.34	2.72	1.67	3.01	2.37	2.52	1.80
MgO	4.35	5.08	3.60	3.76	2.73	1.94	4.19	3.23	3.67
Fe(T)	(5.87)	(5.94)	(3.45)	(3.41)	(4.13)	(2.78)	(5.43)	(3.56)	(4.61)
FeO	6.09	6.09	3.35	3.23	4.10	2.79	5.46	3.60	4.60
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.62	1.72	1.20	1.28	1.34	0.87	1.69	1.08	1.47
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.55	3.82	3.02	3.19	2.63	2.41	3.81	2.60	3.29
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.17	0.16	0.17	0.17	0.14	0.12	0.13	0.36	0.23
S	0.35	0.52	0.36	0.17	0.03	0.01	0.48	0.08	0.03
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.20	0.21	0.04	0.03	0.05	0.06	0.04	0.04	0.04
CO <sub>2</sub>	1.42	1.98	1.34	0.85	3.55	0.57	2.93	2.34	1.25
Na <sub>2</sub> O	3.26	2.66	0.43	0.39	0.08	0.28	0.06	0.08	0.11
TOTAL	100.32	100.68	100.76	100.70	100.76	99.88	100.82	100.43	100.78

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	21.72	18.23	49.05	49.41	50.40	55.42	38.02	47.60	53.52
OR	6.60	10.19	14.94	17.25	10.97	19.14	15.55	16.29	11.57
AN	10.17	13.83	8.73	3.84	20.20	3.21	18.83	15.29	7.17
AB	31.15	25.58	4.17	3.76	.80	2.71	.60	.79	1.07
C	6.33	5.78	6.04	8.52	.00	8.47	3.80	3.47	7.03
EN	12.78	15.02	10.74	11.14	7.57	5.76	12.85	9.76	11.02
FE	7.06	6.97	4.31	4.08	5.23	3.46	7.34	4.91	6.03
MT	1.80	1.93	1.36	1.44	1.56	.98	1.96	1.24	1.67
IL	1.93	2.00	.51	.45	.33	.63	.80	.43	.64
CM	.00	.00	.05	.05	.10	.10	.15	.15	.19
AP	.45	.47	.09	.07	.12	.14	.09	.09	.09
DI					1.62				
EN					1.12				

ECHANT.	763336	763337	763338	763339	763340	763341	763342	763343	763344
TROU	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182
ROCHE	QFP	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	67.59	65.21	55.79	57.25	66.69	74.02	70.60	75.97	77.30
TiO <sub>2</sub>	0.43	0.88	1.40	0.79	0.53	0.39	0.68	0.69	0.67
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10.55	10.82	16.31	12.36	12.08	8.02	12.77	9.37	17.56
CaO	1.02	1.50	1.01	1.62	6.32	5.75	0.33	2.25	0.81
K <sub>2</sub> O	0.97	1.71	2.73	0.40	1.43	0.21	1.36	1.00	1.18
MgO	5.06	2.95	4.36	6.37	4.40	1.35	2.86	1.53	1.51
Fe(T)	(7.02)	(8.65)	(9.04)	(10.16)	(3.37)	(1.37)	(4.06)	(2.49)	(2.68)
FeO	6.64	7.58	8.88	9.69	3.48	1.37	4.22	2.17	1.99
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.65	3.94	3.05	3.75	0.95	0.43	1.11	1.14	1.56
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	4.42	3.36	4.80	5.42	1.74	0.82	2.63	1.40	1.28
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.13	0.26	0.21	0.16	0.24	0.20	0.08	0.14	0.18
S	0.07	1.65	0.80	0.59	0.06	0.07	0.11	0.49	0.73
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.03	0.22	0.27	0.18	0.12	0.11	0.14	0.18	0.18
CO <sub>2</sub>	0.76	1.09	0.61	1.31	0.54	4.66	0.11	1.57	0.39
Na <sub>2</sub> O	0.17	0.17	0.59	0.62	1.13	2.75	2.38	2.07	2.18
TOTAL	100.54	101.87	101.02	100.74	99.88	100.77	99.44	98.87	107.52

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	48.93	46.10	28.97	32.90	33.35	46.90	43.58	52.34	50.69
OR	6.29	11.26	17.68	2.64	8.88	1.35	8.51	6.34	6.80
AN	5.34	6.69	3.56	7.66	24.89	9.69	.77	10.71	2.77
AB	1.68	1.70	5.81	6.22	10.67	26.82	22.64	19.93	19.10
C	8.92	7.90	13.40	10.23	.00	.00	8.23	1.43	12.41
EN	15.34	9.08	13.20	19.64	10.58	.00	8.37	4.53	4.07
FE	10.45	12.46	11.14	16.22	3.45	.00	5.03	1.62	.95
MT	2.13	2.69	3.23	2.55	1.04	.49	1.23	1.28	1.59
IL	.66	1.37	2.14	1.23	.78	.59	1.00	1.03	.91
CM	.20	.25	.24	.30	.28	.34	.33	.38	.35
AP	.07	.51	.62	.42	.26	.25	.31	.40	.37
DI					4.38	2.84			
HE					1.43	8.10			

ECHANT.	763345	763346	763347	763348	763349	763350	763351	763352	763353
TROU	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182	D-182
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	50.04	58.30	71.90	65.94	68.00	63.45	58.27	58.37	64.34
TiO <sub>2</sub>	0.67	0.90	1.19	1.05	0.57	0.74	1.67	1.69	1.14
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.98	11.72	12.87	12.87	10.94	12.56	14.34	14.38	12.00
CaO	10.54	1.39	1.23	0.59	1.32	0.89	1.52	1.24	0.59
K <sub>2</sub> O	1.50	2.88	1.54	0.99	1.60	1.50	0.17	0.29	2.45
MgO	5.54	5.08	2.75	4.61	5.23	6.51	5.56	5.53	3.06
Fe(T)	(6.28)	(6.53)	(2.84)	(5.31)	(4.99)	(6.11)	(7.13)	(7.33)	(7.56)
FeO	4.78	6.96	2.67	4.97	4.84	5.96	7.02	7.14	5.59
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.66	1.60	1.09	2.06	1.75	2.11	2.39	2.54	4.59
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.33	4.60	2.31	3.81	3.63	4.96	4.29	4.41	3.32
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.18	0.25	0.32	0.32	0.34	0.30	0.20	0.25	0.10
S	0.13	0.09	0.05	0.06	0.02	0.02	0.02	0.01	2.90
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.19	0.21	0.26	0.20	0.14	0.17	0.25	0.24	0.20
CO <sub>2</sub>	0.98	1.08	0.83	0.30	1.58	0.93	0.92	0.73	0.33
Na <sub>2</sub> O	0.90	0.69	1.86	1.68	0.09	0.11	2.92	2.93	0.15
TOTAL	98.67	95.91	100.93	99.53	100.15	100.3	99.63	99.83	101.11

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	8.38	30.53	47.11	42.22	48.92	42.95	26.05	26.17	46.07
OR	9.59	19.45	9.57	6.30	10.34	9.69	1.08	1.84	16.20
AN	37.99	6.32	4.63	1.75	6.17	3.61	6.34	4.91	1.81
AB	8.74	7.08	17.57	16.26	.88	1.08	28.15	28.19	1.51
C	.00	6.79	7.50	9.93	8.36	11.39	8.42	8.85	10.39
EN	11.84	16.04	7.99	13.72	15.80	19.65	16.48	16.36	9.46
FE	5.49	9.48	1.65	5.01	5.80	7.16	7.16	7.21	9.11
MT	2.35	1.91	1.20	2.32	2.00	2.41	2.68	2.85	2.98
IL	1.01	1.43	1.74	1.58	.87	1.13	2.50	2.52	1.78
CM	.43	.46	.46	.48	.53	.53	.57	.57	.22
AP	.43	.50	.57	.45	.32	.39	.56	.54	.47
DI	9.40								
HE	4.36								

ECHANT.	763363	763364	763365	763366	763367	763368	763369	763370	763371
TRQU	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	76.90	76.52	76.86	74.79	76.78	77.08	72.43	74.00	69.87
TiO <sub>2</sub>	0.25	0.24	0.25	0.27	0.24	0.25	0.29	0.27	0.28
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.64	11.12	1.209	12.46	10.99	11.78	13.36	12.70	13.04
CaO	0.09	0.14	0.14	0.15	0.56	0.30	0.39	0.36	0.48
K <sub>2</sub> O	2.74	2.33	2.76	2.85	1.70	1.74	2.95	2.39	1.36
MgO	2.69	3.55	2.90	3.68	1.52	1.50	2.42	2.56	3.39
Fe(T)	(1.36)	(1.94)	(1.61)	(2.04)	(1.81)	(1.75)	(2.45)	(2.46)	(3.75)
FeO	1.24	1.86	1.49	1.86	1.61	1.49	2.17	2.30	3.66
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.56	0.70	0.64	0.84	0.83	0.84	1.09	0.96	1.29
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.35	2.59	2.61	2.69	1.64	1.55	2.63	2.00	2.81
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.19	0.21	0.14	0.18	0.10	0.09	0.17	0.28	0.17
S	0.01	0.01	0.01	0.04	0.01	0.01	0.06	0.06	0.01
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.03	0.05	0.05	0.04	0.04	0.03	0.04	0.03	0.05
CO <sub>2</sub>	0.17	0.11	0.21	0.12	0.33	0.12	0.18	0.14	0.17
Na <sub>2</sub> O	0.49	0.48	0.40	0.50	2.45	2.58	1.39	1.63	2.71
TOTAL	99.36	99.93	100.58	100.5	98.83	99.39	99.61	99.72	99.36

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	58.21	57.41	57.51	53.00	50.85	50.35	46.73	48.33	39.70
OR	17.31	14.66	17.26	17.77	10.64	10.77	18.49	14.87	8.48
AN	.27	.39	.39	.51	2.67	1.35	1.78	1.68	2.17
AB	4.71	4.59	3.80	4.74	23.30	24.27	13.24	15.42	25.67
C	9.08	8.92	9.60	9.65	4.85	5.92	8.41	7.88	7.32
EN	7.94	10.44	8.48	10.72	4.45	4.34	7.09	7.45	9.87
FE	1.34	2.27	1.65	2.07	1.65	1.42	2.29	2.61	4.55
MT	.63	.78	.71	.93	.92	.92	1.21	1.06	1.42
IL	.37	.36	.37	.40	.35	.36	.43	.40	.41
CM	.07	.07	.12	.12	.22	.22	.26	.26	.30
AP	.07	.11	.11	.09	.09	.07	.09	.07	.11



ECHANT.	763372	763373	763374	763375	763376	763377	763378	763379	763380
TRQU	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	77.29	77.39	76.40	72.32	71.85	72.36	67.10	64.53	60.17
TiO <sub>2</sub>	0.25	0.27	0.26	0.41	0.49	0.45	0.56	0.65	0.75
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.70	12.16	11.98	12.40	12.17	11.35	14.64	13.87	15.28
CaO	0.70	0.65	0.80	1.48	1.18	0.77	0.67	0.44	0.56
K <sub>2</sub> O	0.65	0.77	1.59	1.06	0.90	1.36	1.22	2.04	1.74
MgO	1.12	0.44	0.73	1.88	1.86	2.33	2.65	4.44	5.69
Fe(T)	(1.58)	(1.53)	(1.69)	(3.91)	(4.41)	(3.77)	(4.15)	(5.75)	(6.69)
FeO	1.49	1.80	1.68	3.60	4.28	3.60	4.16	4.97	6.09
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.60	0.18	0.53	1.58	1.54	1.38	1.31	2.69	2.79
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.06	0.77	0.85	1.83	1.58	2.16	2.32	3.94	4.57
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.09	0.02	0.09	0.14	0.20	0.19	0.10	0.17	0.19
S	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.03	0.04	1.06	0.77
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.06	0.03	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.06
CO <sub>2</sub>	0.37	0.23	0.41	0.13	0.15	0.41	0.19	0.28	0.09
Na <sub>2</sub> O	3.90	4.58	4.00	3.20	3.58	3.00	4.41	1.69	2.01
TOTAL	99.3	99.29	99.37	100.14	99.89	99.57	99.52	100.82	100.89

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	46.42	42.49	41.52	40.27	38.40	43.86	27.83	35.90	27.81
OR	3.98	4.67	9.70	6.52	5.53	8.15	7.45	12.89	10.93
AN	3.20	3.11	3.76	7.30	5.75	3.55	3.10	1.99	2.54
AB	36.32	42.25	37.08	29.90	33.43	27.34	40.94	16.23	19.18
C	3.91	3.01	2.64	3.88	3.72	4.06	5.61	9.58	10.69
EN	3.21	1.25	2.08	5.40	5.34	6.53	7.57	13.11	16.70
FE	1.52	2.25	1.83	3.93	4.93	3.89	4.75	6.41	8.00
MT	.65	.19	.57	1.72	1.67	1.46	1.42	2.33	2.43
IL	.36	.39	.37	.59	.71	.64	.81	.97	1.11
CM	.30	.33	.33	.39	.39	.42	.43	.49	.49
AP	.13	.06	.11	.11	.11	.11	.11	.11	.13

ECHANT.	763381	763382	763383	763384	763385	763386	763387	763388	763389
TRQU	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	65.55	68.43	69.82	68.03	62.52	67.58	63.72	55.89	73.60
TiO <sub>2</sub>	1.33	1.22	0.84	0.92	1.06	0.98	1.02	1.39	0.61
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.58	13.29	11.97	12.91	13.78	13.50	11.97	16.00	11.53
CaO	1.21	1.57	0.83	0.89	0.91	0.70	0.79	1.34	1.23
K <sub>2</sub> O	1.26	0.66	0.11	0.21	0.56	0.06	2.25	1.77	0.83
MgO	2.96	2.42	2.07	2.90	3.64	2.06	4.74	4.17	1.38
Fe(T)	(5.14)	(3.68)	(4.51)	(4.94)	(7.34)	(4.96)	(7.38)	(8.00)	(2.58)
FeO	4.72	3.73	3.42	4.16	6.27	4.16	6.21	6.52	2.48
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.10	1.11	2.64	2.43	3.52	2.46	3.65	2.93	0.93
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.63	1.99	1.98	2.43	3.58	2.01	4.28	3.42	1.23
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.11	0.11	0.04	0.11	0.21	0.16	0.24	0.31	0.16
S	0.65	0.13	1.20	0.54	0.93	0.84	1.29	1.96	0.57
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.31	0.27	0.19	0.22	0.29	0.26	0.20	0.25	0.14
CO <sub>2</sub>	0.16	0.51	0.13	0.21	0.36	0.17	0.11	0.12	0.61
Na <sub>2</sub> O	3.46	4.18	4.12	3.81	3.09	4.66	0.20	3.00	4.01
TOTAL	100.31	99.86	99.42	99.86	100.87	99.70	100.93	99.42	99.35

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	31.55	32.46	38.78	36.62	31.32	33.64	42.11	19.98	40.37
OR	7.82	4.05	.69	1.30	3.53	.37	14.60	11.31	5.13
AN	4.18	6.26	3.04	3.13	2.79	1.86	2.87	5.43	5.43
AB	32.63	39.02	39.11	35.92	29.57	43.78	2.07	29.14	37.67
C	5.81	3.86	4.64	6.10	8.30	5.85	9.87	8.63	2.44
EN	8.58	6.95	6.04	8.41	10.71	5.95	14.38	12.46	3.99
FE	3.98	3.22	2.93	3.50	8.14	3.29	8.76	6.71	2.21
MT	2.31	1.21	2.53	2.61	2.79	2.66	2.81	3.16	1.02
IL	1.95	1.77	1.24	1.35	1.57	1.43	1.56	2.09	.89
CM	.51	.51	.58	.58	.63	.62	.51	.52	.54
AP	.68	.59	.42	.48	.65	.57	.46	.57	.31

ECHANT.	763390	763391	763392	763393	763394	763395	763396	763397	763398
TROU	D-188	D-188	D-188	D-188	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180
ROCHE	R	R	R	R	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	67.58	69.62	64.51	66.26	71.77	74.36	75.16	76.14	77.36
TiO <sub>2</sub>	0.83	0.80	0.98	0.95	0.48	0.24	0.25	0.24	0.26
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.34	12.37	14.50	13.55	13.58	11.65	12.02	11.51	11.20
CaO	1.09	0.88	0.83	0.67	0.34	0.41	0.30	0.36	0.56
K <sub>2</sub> O	0.57	0.55	1.59	0.85	2.62	2.16	2.27	0.64	2.55
MgO	2.50	2.48	2.60	1.74	3.04	2.23	2.30	1.14	2.32
Fe(T)	(4.90)	(4.51)	(5.93)	(5.62)	(3.10)	(3.08)	(2.69)	(2.81)	(2.00)
FeO	3.73	4.28	5.59	3.78	3.11	2.48	2.48	2.68	2.05
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.86	1.69	2.26	3.83	0.97	1.64	1.08	1.05	2.05
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.06	2.53	2.96	1.84	2.77	2.24	2.41	1.50	2.27
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.17	0.18	0.15	0.14	0.22	0.19	0.19	0.08	1.17
S	1.29	0.16	0.47	1.92	0.04	0.64	0.04	0.01	0.03
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.19	0.20	0.24	0.20	0.03	0.02	0.04	0.05	0.03
CO <sub>2</sub>	0.46	0.12	0.26	0.11	0.15	0.31	0.24	0.22	0.43
Na <sub>2</sub> O	3.89	3.55	2.91	3.95	1.45	1.41	1.56	3.88	0.88
TOTAL	99.63	99.49	99.97	99.88	100.61	99.98	100.37	99.50	100.69

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	34.67	38.67	32.97	33.52	45.05	51.96	50.82	45.52	55.06
OR	3.57	3.42	9.96	5.33	16.29	13.65	14.16	3.94	15.76
AN	4.42	3.22	2.70	2.14	1.57	2.04	1.30	1.52	2.70
AB	37.04	33.57	27.71	37.66	13.70	13.55	14.79	36.34	8.27
C	4.40	5.53	8.17	6.25	8.97	7.35	7.55	4.44	6.90
EN	7.32	7.21	7.61	5.10	8.83	6.59	6.71	3.28	6.70
FE	3.83	4.30	5.79	4.88	3.73	2.61	2.91	3.23	2.09
MT	2.52	1.86	2.51	2.66	1.07	1.83	1.19	1.14	1.92
IL	1.23	1.17	1.45	1.41	.70	.36	.37	.35	.38
CM	.58	.59	.60	.61	.02	.02	.12	.12	.16
AP	.42	.44	.53	.44	.07	.04	.09	.11	.07

ECHANT.	763399	763400	763401	763402	763403	763404	763405	763406	763407
TRQU	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	77.35	65.24	74.43	72.19	69.18	73.84	74.33	65.38	72.48
TiO <sub>2</sub>	0.27	0.42	0.29	0.49	0.53	0.26	0.25	1.12	0.90
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.25	16.38	10.69	11.94	12.64	12.43	11.72	12.50	9.70
CaO	0.21	0.73	0.99	1.25	1.04	0.20	0.16	0.86	0.69
K <sub>2</sub> O	2.40	1.97	0.93	0.88	1.50	1.65	1.78	1.69	1.86
MgO	2.04	2.87	2.50	2.32	2.85	1.77	2.31	3.65	2.73
Fe(T)	(1.93)	(3.83)	(3.83)	(3.49)	(4.19)	(3.19)	(3.54)	(5.87)	(4.77)
FeO	1.86	3.97	3.73	3.35	4.23	3.11	4.53	3.85	2.73
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.69	1.06	1.33	1.26	1.28	1.10	0.02	4.11	3.78
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.07	2.90	2.29	2.04	2.32	2.24	2.39	2.98	2.28
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.22	0.21	0.11	0.19	0.19	0.11	0.14	0.30	0.12
S	0.03	0.01	0.04	0.09	0.27	0.01	0.02	2.30	2.17
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04	0.05	0.04	0.03	0.04	0.02	0.03	0.24	0.15
CO <sub>2</sub>	0.15	0.34	0.67	0.68	0.44	0.12	0.09	0.12	0.17
Na <sub>2</sub> O	1.19	3.41	2.02	3.29	3.06	2.45	1.74	1.72	0.78
TOTAL	99.77	99.56	100.06	100.00	99.57	99.31	99.51	100.63	100.27

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	55.82	28.61	50.26	40.53	35.78	47.34	49.33	39.94	54.61
OR	15.05	12.15	5.85	5.45	9.34	10.31	11.17	10.82	12.01
AN	.83	3.44	4.95	6.30	5.16	.91	.63	2.93	2.67
AB	11.34	31.97	19.30	30.99	28.96	23.26	16.59	16.74	7.65
C	7.43	8.47	5.41	3.86	4.82	7.27	7.78	8.11	6.57
EN	5.98	8.27	7.34	6.72	8.29	5.17	6.77	10.92	8.24
FE	2.13	5.00	4.69	3.73	5.11	3.79	6.96	5.06	3.52
MT	.77	1.16	1.48	1.38	1.41	1.22	.02	2.89	2.67
IL	.40	.61	.43	.72	.78	.38	.37	1.69	1.37
CM	.16	.21	.21	.25	.26	.30	.30	.36	.36
AP	.09	.11	.09	.07	.09	.04	.07	.54	.54

ECHANT.	763408	763409	763410	763411	763412	763413	763414	763415	763416
TROU	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	60.17	67.67	72.36	65.33	73.13	75.66	75.51	63.98	59.43
TiO <sub>2</sub>	0.83	0.73	0.68	0.82	0.74	0.65	0.79	1.24	1.08
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14.39	12.99	11.36	15.19	11.78	10.74	11.30	15.07	13.81
CaO	0.78	0.87	0.59	0.59	0.72	0.53	0.69	1.13	0.65
K <sub>2</sub> O	1.04	0.48	2.35	4.46	0.36	0.30	0.11	0.71	4.14
MgO	5.55	3.20	1.90	3.24	1.81	1.15	1.65	3.54	3.97
Fe(T)	(7.53)	(4.99)	(4.39)	(4.28)	(3.45)	(3.01)	(2.37)	(4.42)	(9.38)
FeO	6.89	4.28	2.17	3.97	3.35	2.36	2.30	4.22	5.22
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.10	2.37	3.86	1.71	1.21	1.68	0.83	1.48	7.61
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	4.46	2.45	1.24	1.63	1.55	1.01	1.32	2.42	3.12
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.14	0.00	0.00	0.05	0.17	0.15	0.17	0.25	0.30
S	0.79	0.71	1.34	0.18	0.81	0.85	0.08	0.16	4.28
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.18	0.15	0.15	0.18	0.17	0.14	0.20	0.24	0.29
CO <sub>2</sub>	0.12	0.10	0.22	0.18	0.31	0.22	0.24	0.34	0.11
Na <sub>2</sub> O	1.79	3.53	2.36	2.43	3.99	4.11	4.30	4.68	0.12
TOTAL	99.44	99.53	100.30	99.96	99.99	99.59	99.29	99.22	99.14

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	31.43	35.93	43.21	25.36	41.66	45.96	43.96	24.06	24.85
OR	6.62	2.99	14.62	27.14	2.22	1.85	.67	4.34	26.56
AN	2.90	3.51	2.05	1.80	2.57	1.79	2.19	4.18	1.44
AB	17.31	33.39	22.32	22.47	37.38	38.62	40.00	43.46	1.17
C	10.97	6.26	4.85	6.44	4.47	3.46	3.77	5.78	10.25
EN	16.51	9.31	5.53	9.21	5.21	3.32	4.72	10.11	11.90
FE	9.65	4.42	3.27	3.74	3.23	1.42	1.70	3.65	12.63
MT	2.54	2.40	2.37	1.84	1.32	1.84	.90	1.60	2.86
IL	1.25	1.07	1.00	1.18	1.08	.95	1.14	1.79	1.63
CM	.40	.39	.44	.43	.48	.48	.52	.52	.60
AP	.41	.33	.33	.39	.37	.31	.43	.52	.66

ECHANT.	763417	763418	763419	763420	763421	763422	763423	763424	763425
TROU	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	56.43	65.38	65.84	54.48	53.63	68.30	70.74	70.47	56.81
TiO <sub>2</sub>	1.16	0.35	0.37	1.83	1.87	1.05	1.10	0.76	0.78
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.18	12.41	12.62	15.59	15.16	12.31	12.59	14.06	15.10
CaO	0.72	0.24	0.16	0.48	0.46	0.34	0.76	0.58	0.59
K <sub>2</sub> O	4.55	2.31	2.88	1.93	1.40	3.02	0.97	0.25	2.82
MgO	4.96	3.80	2.88	6.69	7.07	2.41	2.84	1.21	3.98
Fe(T)	(8.34)	(7.35)	(7.49)	(9.67)	(10.79)	(5.54)	(3.20)	(2.53)	(8.55)
FeO	6.52	6.21	5.22	8.51	10.12	3.11	3.11	2.42	6.21
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.67	3.60	4.90	4.36	2.92	4.46	1.11	0.92	5.32
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.60	3.99	3.11	6.34	6.64	2.82	2.28	1.22	2.12
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.30	0.20	0.20	0.17	0.10	0.07	0.08	0.16	0.25
S	1.92	0.99	2.09	0.02	0.02	3.06	0.14	0.17	2.51
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.10	0.03	0.02	0.26	0.22	0.21	0.19	0.18	0.15
CO <sub>2</sub>	0.12	0.11	0.14	0.10	0.10	0.09	0.15	0.13	0.12
Na <sub>2</sub> O	0.13	0.13	0.31	0.09	0.08	0.51	3.07	7.00	3.88
TOTAL	100.75	100.7	100.71	100.61	99.71	100.72	99.33	99.53	100.35

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	24.85	45.22	43.62	31.62	32.01	48.33	41.51	23.56	10.40
OR	29.34	15.07	18.69	12.50	9.18	19.50	6.03	1.49	17.54
AN	3.19	1.10	.73	.75	.94	.34	2.66	1.72	2.05
AB	1.27	1.29	3.06	.89	.80	5.00	29.03	63.35	36.69
C	10.69	11.25	10.49	15.68	16.01	9.65	6.39	1.82	5.69
EN	14.95	11.58	8.74	20.25	21.68	7.27	8.26	3.37	11.57
FE	10.17	11.19	11.34	10.51	11.89	4.64	2.50	1.90	11.73
MT	2.94	2.05	2.07	3.72	3.39	2.84	1.22	.97	2.44
IL	1.76	.54	.57	2.80	2.89	1.60	1.61	1.07	1.14
CM	.60	.65	.65	.69	.70	.35	.36	.39	.41
AP	.23	.07	.05	.60	.51	.48	.42	.38	.33

ECHANT.	763426	763427	763428	763429	763430	763431	763432	763433	763434
TROU	D-180	D-180	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200
ROCHE	R	R	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	53.81	68.90	62.25	48.31	69.07	76.67	67.42	75.30	65.58
TiO <sub>2</sub>	0.60	0.74	0.70	1.66	0.22	0.27	0.35	0.31	0.44
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.53	11.64	10.92	15.50	7.69	12.12	10.67	11.88	13.09
CaO	0.39	0.85	0.43	1.18	0.88	0.46	0.58	0.44	0.47
K <sub>2</sub> O	1.30	1.00	1.93	2.45	1.44	2.12	1.39	1.49	3.36
MgO	2.81	0.90	3.84	8.34	0.43	1.31	0.99	1.66	2.06
Fe(T)	(12.39)	(5.64)	(9.84)	(10.50)	(9.06)	(2.06)	(7.67)	(2.41)	(5.80)
FeO	5.15	1.99	6.71	9.63	1.01	1.86	1.93	2.05	2.92
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6.67	5.85	6.61	4.31	7.94	0.87	8.82	1.16	5.04
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.78	0.70	4.13	6.53	0.87	1.48	1.24	1.38	2.27
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.24	0.13	0.24	0.29	0.04	0.10	0.14	0.16	0.16
S	8.52	3.86	3.06	1.50	8.68	0.43	5.86	0.15	3.40
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.13	0.17	0.09	0.17	0.04	0.03	0.04	0.04	0.04
CO <sub>2</sub>	0.10	0.20	0.10	0.14	0.61	0.36	0.37	0.25	0.29
Na <sub>2</sub> O	2.80	4.45	0.16	0.21	1.45	2.50	3.02	3.40	1.24
TOTAL	100.42	100.10	100.74	100.73	100.29	100.60	100.76	99.68	99.58

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	28.23	32.95	41.78	17.17	60.84	48.44	36.54	43.84	38.51
OR	9.70	6.26	12.92	16.19	10.74	13.07	9.01	9.16	21.87
AN	1.37	3.29	1.75	5.31	5.18	2.18	2.87	2.00	2.28
AB	31.76	42.34	1.63	2.11	16.44	23.42	29.27	31.79	12.27
C	8.44	2.43	9.90	13.14	3.09	5.64	3.88	4.51	8.00
EN	9.80	2.63	12.01	25.75	1.50	3.77	3.00	4.77	6.27
FE	8.79	5.75	16.21	13.79	1.64	2.02	12.18	2.00	7.75
MT	.00	2.42	2.48	3.55	.00	.95	2.03	1.26	2.13
IL	1.06	1.09	1.10	2.59	.39	.39	.54	.45	.68
CM	.51	.45	.01	.01	.06	.05	.09	.09	.15
AP	.34	.38	.21	.40	.11	.07	.09	.09	.09

ECHANT.	763435	763436	763437	763438	763439	763440	763441	763442	763443
TROU	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	63.80	68.54	71.03	63.72	65.56	63.31	55.10	62.52	58.37
TiO <sub>2</sub>	0.42	0.53	0.56	0.93	0.64	1.03	1.17	1.00	0.92
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.59	13.04	12.21	13.90	14.40	11.84	13.01	15.26	15.33
CaO	0.39	2.07	1.60	4.74	2.88	0.80	0.78	0.47	0.81
K <sub>2</sub> O	4.33	3.12	3.16	1.62	1.52	3.16	3.28	4.31	3.71
MgO	2.36	2.95	2.44	4.34	3.38	2.43	3.62	2.54	2.77
Fe(T)	(5.10)	(4.02)	(3.29)	(4.16)	(3.66)	(8.06)	(10.91)	(6.52)	(8.17)
FeO	2.48	3.66	3.11	3.66	3.35	7.17	11.05	4.97	5.34
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4.53	1.68	1.24	1.68	1.50	3.55	3.31	5.52	5.74
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.55	1.50	1.62	1.61	1.77	2.61	3.46	2.51	2.76
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.31	0.19	0.20	0.20	0.17	0.18	0.25	0.17	0.20
S	2.70	0.19	0.13	0.03	0.09	2.90	3.40	1.95	4.06
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04	0.05	0.06	0.06	0.07	0.27	0.25	0.24	0.24
CO <sub>2</sub>	0.27	0.24	0.44	0.32	0.51	0.10	0.10	0.16	0.43
Na <sub>2</sub> O	0.98	2.08	2.30	2.49	3.55	0.65	0.74	0.46	0.28
TOTAL	100.42	99.86	100.11	99.31	99.40	100.35	100.02	100.57	100.56

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	34.39	32.67	35.75	24.21	25.32	38.98	25.15	34.29	33.07
OR	27.76	19.23	19.49	9.95	9.31	20.79	21.94	27.30	24.48
AN	1.82	10.38	7.88	22.85	14.34	2.46	2.53	.82	2.74
AB	9.55	19.49	21.56	23.25	33.04	6.50	7.52	4.43	2.81
C	10.28	2.96	2.55	.00	2.09	7.95	9.18	11.19	12.14
EN	7.07	8.50	7.03	12.08	9.67	7.47	11.32	7.52	8.54
FE	6.18	3.87	3.26	3.16	3.28	10.47	16.58	9.34	11.16
MT	2.09	1.83	1.35	1.83	1.63	2.85	3.03	2.75	2.71
IL	.63	.77	.81	1.33	.92	1.60	1.85	1.49	1.43
CM	.15	.19	.19	.24	.24	.31	.31	.34	.35
AP	.09	.11	.13	.13	.15	.63	.59	.54	.56
DI				.76					
HE				.20					



ECHANT.	763444	763445	763446	763447	763448	763449	763450	763451	763452
TRQU	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-197
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	52.40	56.66	42.57	53.83	66.36	66.20	72.14	71.14	52.53
TiO <sub>2</sub>	0.99	1.04	1.39	1.24	1.03	1.12	0.96	0.95	1.38
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.03	16.47	20.15	18.71	14.27	13.51	10.76	11.80	16.44
CaO	0.69	0.69	0.47	0.42	2.16	2.10	1.64	1.60	1.06
K <sub>2</sub> O	2.33	3.23	4.07	4.27	1.71	1.77	1.21	0.94	4.52
MgO	4.35	3.45	6.42	4.32	3.16	3.52	2.93	2.88	6.57
Fe(T)	(12.06)	(8.74)	(13.71)	(8.76)	(4.17)	(4.48)	(4.45)	(4.16)	(9.66)
FeO	9.87	7.20	14.03	9.25	4.41	4.78	4.04	3.85	9.69
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10.96	4.49	4.20	2.24	1.06	1.09	1.87	1.66	3.04
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	4.61	3.68	6.05	4.29	1.47	1.85	1.53	1.72	4.04
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.38	0.29	0.43	0.26	0.17	0.17	0.16	0.10	0.31
S	2.38	2.30	0.46	0.70	<0.01	0.01	0.46	0.27	0.22
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.23	0.24	0.28	0.25	0.24	0.23	0.23	0.27	0.28
CO <sub>2</sub>	0.11	0.10	0.09	0.12	0.22	0.25	0.14	0.18	0.10
Na <sub>2</sub> O	0.37	0.48	0.24	0.24	3.70	3.78	2.57	3.11	0.50
TOTAL	100.42	100.64	100.65	100.66	99.96	100.38	100.64	100.47	100.63

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	21.38	30.51	5.31	23.71	25.85	24.40	42.01	39.15	14.57
OR	15.05	21.09	26.34	27.35	10.35	10.71	7.45	5.76	28.65
AN	2.10	2.05	.55	.49	9.37	9.13	6.92	6.40	3.65
AB	3.63	4.76	2.36	2.34	34.04	34.76	24.06	28.96	4.77
C	13.36	13.88	18.14	16.01	3.33	2.36	3.18	3.85	10.94
EN	13.13	10.53	19.42	12.93	8.94	9.95	8.43	8.25	19.29
FE	26.14	11.79	21.47	11.76	4.54	4.98	3.50	3.34	12.02
MT	2.78	2.83	3.21	2.54	1.14	1.17	2.04	1.80	3.14
IL	1.51	1.60	2.12	1.87	1.47	1.60	1.39	1.37	2.04
CM	.39	.40	.44	.44	.46	.46	.52	.51	.30
AP	.53	.55	.64	.57	.51	.49	.50	.59	.62

ECHANT.	763453	763454	763455	763456	763457	763458	763459	763460	763461
TRQU	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-200	D-197	D-197
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	42.92	50.14	59.61	35.02	53.70	57.29	51.92	70.46	75.90
TiO <sub>2</sub>	1.43	0.98	1.00	1.74	1.46	0.93	1.35	0.31	0.24
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19.10	15.26	12.66	18.26	16.27	12.70	12.70	11.99	11.38
CaO	0.57	0.60	0.37	1.02	1.23	0.36	0.62	0.56	0.88
K <sub>2</sub> O	4.09	3.56	1.65	0.67	2.39	1.23	0.00	1.98	2.50
MgO	4.33	3.72	4.93	9.84	6.85	4.80	7.14	2.33	1.90
Fe(T)	(14.21)	(13.00)	(11.13)	(17.38)	(8.71)	(11.89)	(13.72)	(4.91)	(2.69)
FeO	15.59	11.43	10.18	17.26	8.94	12.11	14.03	2.86	2.36
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.99	5.88	4.59	5.66	2.51	3.54	4.02	3.84	1.22
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	4.63	3.36	4.65	8.70	4.85	5.33	6.60	2.13	1.91
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.24	0.21	0.23	0.30	0.26	0.27	0.35	0.19	0.14
S	2.62	4.59	0.08	0.75	0.13	0.74	0.57	1.99	0.32
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.35	0.24	0.22	0.42	0.12	0.22	0.31	0.04	0.04
CO <sub>2</sub>	0.13	0.26	0.13	0.11	0.15	0.10	0.10	0.36	0.65
Na <sub>2</sub> O	0.41	0.24	0.15	0.48	1.71	0.30	0.10	1.88	1.27
TOTAL	100.78	100.66	100.66	100.29	100.60	99.90	99.92	100.48	100.21

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	7.57	19.53	37.32	.20	16.49	35.62	31.34	44.10	51.75
OR	27.34	24.03	10.76	4.51	15.00	8.18	.00	12.58	15.73
AN	.61	1.61	.44	2.64	5.65	.39	1.20	2.71	4.37
AB	4.17	2.46	1.49	4.91	16.31	3.03	1.02	18.15	12.14
C	17.05	13.09	12.63	19.78	10.35	13.20	15.12	6.84	5.91
EN	13.53	11.74	15.02	30.97	20.09	14.92	22.47	6.92	5.59
FE	23.00	22.24	17.15	29.15	10.53	19.51	22.28	6.18	2.70
MT	3.33	2.81	2.80	3.68	2.79	2.75	3.26	1.97	1.36
IL	2.25	1.56	1.54	2.76	2.16	1.46	2.14	.46	.36
CM	.33	.35	.36	.38	.37	.42	.43	.01	.01
AP	.83	.57	.51	1.00	.27	.52	.74	.09	.09

ECHANT.	763462	763463	763464	763465	763466	763467	763468	763469	763470
TROU	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	78.62	71.66	78.17	77.49	73.74	72.71	75.08	71.26	76.34
TiO <sub>2</sub>	0.24	0.30	0.25	0.25	0.30	0.35	0.30	0.36	0.36
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10.55	13.68	11.24	12.08	12.01	12.50	10.95	12.85	11.56
CaO	0.66	0.67	0.30	0.29	0.51	0.64	1.41	0.87	0.55
K <sub>2</sub> O	0.75	2.33	1.75	1.68	1.71	1.36	1.13	1.68	0.32
MgO	1.21	2.56	1.27	1.40	2.67	2.59	1.77	2.76	1.70
Fe(T)	(1.36)	(2.53)	(1.38)	(1.47)	(2.77)	(2.63)	(2.44)	(3.18)	(2.09)
FeO	1.30	2.48	1.19	1.37	2.61	2.36	2.48	4.10	1.86
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.49	0.86	0.66	0.58	1.05	1.13	0.79	0.00	0.91
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	0.87	2.14	1.16	1.17	1.83	1.71	1.32	2.16	1.02
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.10	0.13	0.17	0.14	0.19	0.15	0.14	0.09	0.12
S	0.02	0.01	< 0.01	0.01	0.06	0.04	0.05	0.01	0.01
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.05	0.05	0.03	0.05	0.04	0.02	0.03	0.04	0.04
CO <sub>2</sub>	0.41	0.48	0.32	0.31	0.63	0.65	0.99	0.55	0.22
Na <sub>2</sub> O	4.24	2.91	3.07	3.33	2.81	4.15	3.60	3.18	5.09
TOTAL	99.51	100.26	99.57	100.15	100.16	100.36	100.04	99.91	100.10

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	45.13	37.66	48.84	46.24	42.88	35.16	41.22	36.02	38.65
OR	4.58	14.29	10.77	10.24	10.55	8.26	6.95	10.34	1.92
AN	3.05	3.11	1.35	1.15	2.37	3.13	7.08	4.22	2.51
AB	39.51	27.13	28.72	30.85	26.34	38.31	33.67	29.74	46.50
C	1.86	5.98	4.35	4.93	5.36	3.46	1.49	4.90	2.15
EN	3.42	7.34	3.65	3.99	7.70	7.35	5.09	7.94	4.78
FE	1.42	2.96	1.07	1.42	2.99	2.42	2.93	6.03	1.69
MT	.53	.93	.72	.63	1.15	1.21	.86	.00	.97
IL	.35	.43	.36	.36	.44	.50	.44	.52	.51
CM	.06	.06	.10	.10	.10	.15	.19	.20	.23
AP	.11	.11	.07	.11	.09	.04	.07	.09	.09



ECHANT.	763480	763481	763482	763483	763484	763485	763486	763487	763488
TROU	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	65.16	58.87	60.14	64.83	56.96	64.94	75.48	75.13	51.23
TiO <sub>2</sub>	0.99	1.27	1.32	1.02	0.90	1.10	0.30	0.28	1.27
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.94	13.18	14.68	12.50	14.46	12.90	11.74	11.57	15.24
CaO	0.75	0.97	0.45	0.36	0.61	0.89	0.27	0.86	1.07
K <sub>2</sub> O	1.96	0.65	3.14	2.58	0.98	1.05	0.68	0.73	1.55
MgO	3.78	4.63	3.52	3.10	3.01	3.07	1.10	1.01	7.52
Fe(T)	(6.20)	(8.69)	(9.18)	(8.58)	(10.03)	(6.33)	(2.86)	(2.79)	(10.35)
FeO	5.22	6.52	9.19	8.38	6.46	5.59	2.55	2.05	9.38
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.06	5.17	2.91	2.95	8.05	2.83	1.25	1.71	4.37
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.59	3.30	4.02	3.80	2.79	2.66	0.91	0.95	4.34
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.34	0.28	0.33	0.28	0.25	0.34	0.21	0.28	0.37
S	0.91	2.58	0.07	0.09	4.23	0.79	0.35	0.28	0.99
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.23	0.29	0.33	0.26	0.29	0.33	0.03	0.03	0.14
CO <sub>2</sub>	0.18	0.20	0.09	0.09	0.16	0.29	0.19	0.68	0.21
Na <sub>2</sub> O	2.29	2.95	0.00	0.00	2.40	3.40	5.45	5.19	3.07
TOTAL	100.63	100.65	100.24	100.24	100.63	100.18	100.51	100.75	100.75

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	34.12	25.91	37.71	45.46	26.86	32.04	35.39	36.08	26.06
OR	12.28	4.15	20.28	16.70	6.38	6.57	4.07	4.39	10.42
AN	2.35	3.15	.08	.10	1.25	2.39	1.16	4.15	4.94
AB	21.80	28.64	.00	.00	23.76	32.31	49.56	47.49	.00
C	7.22	7.74	13.43	11.57	10.88	6.17	1.79	.83	14.64
EN	11.07	13.82	10.62	9.38	9.16	8.97	3.08	2.84	23.34
FE	5.91	10.40	11.32	11.17	16.30	5.70	2.47	1.24	14.75
MT	2.71	3.04	3.16	2.83	2.66	2.82	1.32	1.82	3.11
IL	1.46	1.91	2.01	1.56	1.38	1.62	.42	.40	1.99
CM	.57	.58	.64	.64	.69	.66	.68	.68	.43
AP	.51	.66	.75	.60	.67	.73	.06	.06	.33

ECHANT.	763489	763490	763491	763492	763493	763494	763495	763496	763497
TROU	D-197	D-197	D-197	D-197	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114
ROCHE	R	R	R	R	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	55.40	61.68	49.00	56.88	77.22	78.31	79.99	78.85	75.46
TiO <sub>2</sub>	1.18	1.07	1.58	1.12	0.26	0.22	0.21	0.22	0.23
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14.86	13.46	17.48	15.74	12.24	11.27	9.85	11.02	11.11
CaO	1.12	4.34	3.04	4.67	0.28	0.22	0.37	0.09	0.14
K <sub>2</sub> O	2.27	0.79	1.82	0.90	1.56	1.42	1.82	2.40	1.44
MgO	5.59	4.21	5.01	4.72	1.14	1.16	1.95	1.76	2.54
Fe(T)	(7.98)	(5.64)	(9.20)	(5.33)	(2.23)	(2.24)	(1.82)	(1.65)	(3.46)
FeO	6.83	5.22	8.07	5.59	2.05	2.36	1.99	1.49	3.48
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.81	2.26	4.18	1.40	0.91	0.57	0.39	0.70	1.07
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.15	1.12	2.92	1.19	1.33	1.23	1.69	1.42	2.22
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.33	0.18	0.39	0.20	0.24	0.24	0.28	0.22	0.26
S	1.43	0.51	1.29	0.08	0.02	0.03	0.02	<0.01	0.03
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.14	0.11	0.16	0.12	0.03	0.02	0.02	0.03	0.02
CO <sub>2</sub>	0.25	0.18	0.25	0.17	0.12	0.13	0.40	0.14	0.16
Na <sub>2</sub> O	3.64	5.58	4.95	6.46	3.33	3.40	1.75	2.33	2.55
TOTAL	99.25	99.71	100.14	99.24	100.70	100.58	100.73	100.07	100.71

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	10.32	10.05	.00	.00	46.27	47.17	56.24	50.51	47.21
OR	14.15	4.68	11.18	5.31	9.49	8.65	11.28	14.68	8.88
AN	4.90	9.38	14.60	11.27	1.23	.99	1.79	.26	.59
AB	34.49	50.28	46.23	57.90	30.78	31.48	16.48	21.67	23.91
C	5.43	.00	2.52	.00	5.21	4.26	5.01	5.08	5.87
EN	16.29	8.41	1.94	5.80	3.24	3.30	5.65	5.03	7.32
FE	9.08	3.48	1.35	2.63	2.18	2.98	2.54	1.39	4.39
MT	2.87	2.37	3.28	1.46	.98	.61	.43	.76	1.17
IL	1.73	1.50	2.29	1.56	.37	.32	.31	.32	.33
CM	.42	.42	.45	.44	.19	.19	.24	.23	.28
AP	.31	.23	.35	.25	.06	.04	.04	.06	.04
DI		6.51		6.10					
HE		2.69		2.76					
FA			6.48	1.41					

ECHANT.	763498	763499	763500	763501	763502	763503	763504	763505	763506
TROU	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	74.64	76.90	75.31	77.10	77.56	77.56	77.12	77.56	76.92
TiO <sub>2</sub>	0.24	0.21	0.23	0.25	0.24	0.24	0.23	0.24	0.25
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.28	11.04	12.91	12.02	11.42	11.28	11.27	11.28	11.40
CaO	0.14	0.05	0.28	0.06	0.08	0.08	0.21	0.18	0.25
K <sub>2</sub> O	2.50	2.81	2.79	2.85	2.78	2.77	1.35	1.45	1.42
MgO	2.74	3.54	3.43	3.25	3.34	3.36	2.29	2.01	2.15
Fe(T)	(3.28)	(1.94)	(1.92)	(1.69)	(1.78)	(1.75)	(1.73)	(1.59)	(1.63)
FeO	3.11	2.05	1.61	1.68	1.61	1.68	1.37	1.49	1.55
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.23	0.49	0.95	0.54	0.75	0.63	0.95	0.61	0.60
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.39	2.67	2.46	2.49	2.51	1.66	1.39	1.59	1.48
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.29	0.24	0.35	0.23	0.20	0.22	0.18	0.23	0.13
S	0.04	0.04	0.03	0.02	0.04	0.02	0.03	0.01	0.00
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.04	0.03	0.03	0.02	0.03	0.03	0.03	0.04	0.04
CO <sub>2</sub>	0.15	0.13	0.33	0.16	0.14	0.15	0.11	0.10	0.09
Na <sub>2</sub> O	1.35	0.46	0.00	0.00	0.03	0.22	3.11	3.10	3.07
TOTAL	100.14	100.66	100.68	100.67	100.73	99.90	99.64	99.89	99.35

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	50.08	55.63	57.12	59.11	59.65	58.63	47.60	48.00	47.39
OR	15.64	17.53	17.44	17.80	17.37	17.27	8.27	8.88	8.72
AN	.46	.05	1.26	.18	.21	.21	.88	.65	1.02
AB	12.84	4.36	.00	.00	.28	2.08	28.94	28.85	28.64
C	7.16	8.33	10.92	10.24	9.57	9.04	4.96	4.95	5.05
EN	8.01	10.32	10.02	9.49	9.75	9.79	6.55	5.75	6.17
FE	3.71	2.53	1.44	1.80	1.54	1.71	.96	1.36	1.45
MT	1.36	.54	1.05	.60	.83	.70	1.03	.66	.65
IL	.35	.31	.34	.37	.35	.35	.33	.35	.36
CM	.29	.33	.33	.38	.38	.42	.42	.46	.46
AP	.09	.07	.07	.04	.07	.07	.07	.09	.09

ECHANT.	763507	763508	763509	763510	763511	763512	763513	763514	763515
TROU	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	75.46	75.46	74.31	78.80	61.66	59.64	55.53	52.76	63.33
TiO <sub>2</sub>	0.36	0.37	0.48	0.30	1.17	1.11	1.13	1.31	0.89
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	11.16	10.90	11.99	8.74	12.97	14.18	12.15	17.11	14.66
CaO	0.34	0.56	0.20	0.07	0.49	0.37	0.40	0.53	0.79
K <sub>2</sub> O	2.34	1.97	3.38	2.46	2.72	2.55	0.75	2.85	3.01
MgO	2.86	2.95	0.88	0.55	4.73	5.23	6.28	5.67	4.39
Fe(T)	(2.80)	(3.02)	(3.05)	(4.32)	(8.39)	(8.77)	(13.62)	(10.72)	(6.38)
FeO	2.67	2.67	1.99	3.54	8.45	8.69	12.05	11.05	6.33
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.03	1.35	2.14	2.24	2.60	2.88	6.08	3.04	2.08
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.01	1.52	2.15	1.09	3.87	4.35	5.64	5.34	3.58
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.21	0.20	0.28	0.23	0.33	0.35	0.34	0.28	0.33
S	0.28	0.34	1.33	2.32	0.38	0.28	0.00	0.02	0.06
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.03	0.04	0.06	0.05	0.27	0.26	0.29	0.38	0.22
CO <sub>2</sub>	0.11	0.16	0.10	0.11	0.08	0.07	0.06	0.08	0.08
Na <sub>2</sub> O	1.25	2.01	0.41	0.00	0.05	0.00	0.00	0.00	0.94
TOTAL	100.11	100.50	100.84	100.84	100.18	100.21	100.70	100.42	100.69

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	51.69	47.70	55.00	67.32	39.11	36.94	33.61	26.37	34.44
OR	14.58	12.12	21.42	15.93	17.58	16.47	4.94	18.38	18.84
AN	1.57	2.62	.64	.02	.73	.15	.10	.16	2.63
AB	11.84	18.80	3.95	.00	.49	.00	.00	.00	8.94
C	6.94	5.16	8.71	7.27	11.59	13.57	13.76	16.65	10.35
EN	8.33	8.48	5.57	1.67	14.29	15.79	19.34	17.09	12.84
FE	2.79	2.51	1.11	4.62	10.20	11.25	22.16	14.68	7.13
MT	1.14	1.47	2.18	2.02	2.97	2.91	2.97	3.13	2.30
IL	.53	.54	.72	.46	1.78	1.69	1.76	1.99	1.31
CM	.52	.51	.58	.59	.63	.63	.69	.68	.70
AP	.07	.09	.13	.11	.62	.59	.68	.87	.49



ECHANT.	763516	763517	763518	763519	763520	763521	763522	763523	763524
TRQU	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	66.03	62.49	67.96	63.30	60.97	62.42	62.19	57.83	63.61
TiO <sub>2</sub>	0.78	1.09	0.74	1.04	0.99	1.05	0.99	1.25	1.11
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.81	13.58	13.23	13.38	12.57	13.97	12.83	14.67	13.03
CaO	0.61	0.37	0.26	0.41	0.39	0.61	0.54	0.99	0.54
K <sub>2</sub> O	2.78	3.03	3.22	2.67	2.01	2.44	2.20	4.24	4.33
MgO	3.70	3.89	2.96	3.55	3.64	4.83	4.97	5.41	3.81
Fe(T)	(5.95)	(8.07)	(5.86)	(8.67)	(10.16)	(7.62)	(8.12)	(7.90)	(7.22)
FeO	5.34	7.58	5.77	8.38	10.06	7.70	7.70	7.76	7.20
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.57	3.11	1.96	3.08	3.34	2.33	3.05	2.67	2.32
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.95	3.93	3.21	3.53	4.32	4.31	4.78	3.19	2.95
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.30	0.45	0.31	0.19	0.26	0.24	0.33	0.23	0.20
S	0.04	0.16	0.06	0.08	0.72	0.17	0.12	0.26	0.19
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.22	0.26	0.17	0.29	0.29	0.25	0.24	0.24	0.30
CO <sub>2</sub>	0.07	0.09	0.09	0.08	0.08	0.12	0.11	0.14	0.18
Na <sub>2</sub> O	1.48	0.00	0.12	0.14	0.13	0.11	0.40	1.34	0.35
TOTAL	100.28	100.22	100.06	100.12	100.43	100.66	100.45	100.22	100.12

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	36.98	40.74	47.08	41.68	41.13	40.18	38.89	19.47	34.62
OR	17.49	19.56	20.51	17.13	13.23	15.58	14.15	26.43	27.42
AN	1.69	.15	.19	.15	.04	1.51	1.21	3.53	.77
AB	14.15	.00	1.16	1.37	1.30	1.07	3.91	12.70	3.37
C	7.89	12.23	11.16	12.10	12.36	12.55	11.15	7.66	8.78
EN	10.88	11.74	8.81	10.65	11.19	14.42	14.94	15.76	11.28
FE	6.08	9.67	6.61	11.04	14.89	9.05	10.07	8.55	8.22
MT	2.49	2.89	2.21	2.83	2.81	2.63	2.76	2.95	2.60
IL	1.16	1.66	1.11	1.57	1.54	1.58	1.50	1.84	1.66
CM	.71	.77	.77	.82	.84	.86	.87	.59	.61
AP	.49	.59	.38	.66	.68	.57	.55	.53	.67

ECHANT.	763525	763526	763527	763528	763529	763530	763531	763532	763533
TROU	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-114	D-116	D-116	D-116
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	54.98	40.68	40.17	59.45	66.41	68.85	74.90	63.71	50.59
TiO <sub>2</sub>	1.89	1.13	1.04	0.63	0.95	0.78	0.24	0.74	1.08
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15.64	15.92	17.37	12.71	11.27	11.18	10.96	12.32	15.47
CaO	0.61	0.40	0.33	0.20	0.43	0.29	0.25	0.24	0.30
K <sub>2</sub> O	1.64	0.00	0.07	0.43	1.74	3.06	1.08	2.61	2.17
MgO	6.11	8.67	8.92	4.70	3.88	3.12	2.01	2.84	4.72
Fe(T)	(9.24)	(17.38)	(16.77)	(12.20)	(7.82)	(6.70)	(3.48)	(9.49)	(14.43)
FeO	9.00	14.35	15.59	13.66	6.83	6.64	3.11	8.32	13.97
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.20	8.90	6.65	2.26	3.59	2.20	1.51	4.32	5.10
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	4.97	8.52	8.19	5.08	3.49	3.21	1.64	3.36	5.23
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.19	0.14	0.43	0.32	0.24	0.21	0.15	0.26	0.25
S	0.02	0.82	0.19	0.15	0.07	0.15	0.20	1.21	0.69
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.36	0.32	0.36	0.15	0.22	0.22	0.03	0.19	0.24
CO <sub>2</sub>	0.08	0.20	0.08	0.08	0.07	0.08	0.18	0.09	0.11
Na <sub>2</sub> O	2.03	0.00	0.07	0.09	0.97	0.59	3.84	0.14	0.00
TOTAL	100.72	100.11	99.90	100.09	100.16	100.50	100.10	100.35	99.92

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	22.48	13.91	12.91	41.55	43.31	44.89	41.45	42.58	24.49
OR	10.32	.00	.47	2.84	11.12	19.42	6.60	17.03	14.42
AN	.72	.00	.00	.01	.75	.00	1.08	.00	.00
AB	19.42	.00	.72	.90	9.42	5.69	35.68	1.39	.00
C	11.96	20.21	21.84	14.76	8.90	8.09	3.49	11.19	16.15
EN	17.98	27.77	28.26	14.51	11.58	9.25	5.74	8.66	14.66
FE	9.32	31.93	30.52	20.99	9.59	7.83	3.33	14.48	24.54
MT	3.57	3.00	2.87	2.40	2.71	2.47	1.63	2.51	2.92
IL	2.81	1.83	1.66	.98	1.43	1.17	.35	1.14	1.69
CM	.63	.69	.70	.71	.69	.70	.57	.62	.65
AP	.80	.78	.86	.35	.50	.49	.06	.44	.56

ECHANT.	763534	763535	763536	763537	763538	763539	763540	763541	763542
TRQU	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-112
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	QFP

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	65.42	51.71	52.34	72.50	57.15	62.53	70.67	75.24	76.67
TiO <sub>2</sub>	0.75	1.39	1.26	0.80	1.00	0.93	1.00	0.77	0.28
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14.05	15.91	15.01	10.50	15.80	13.99	12.33	11.08	11.22
CaO	0.20	0.46	0.47	0.40	0.50	1.00	0.72	0.57	0.92
K <sub>2</sub> O	2.10	3.40	2.24	0.16	1.60	3.94	0.15	2.20	0.62
MgO	2.66	4.23	6.79	3.23	5.46	4.04	1.98	1.65	1.13
Fe(T)	(7.99)	(12.33)	(12.38)	(5.19)	(8.39)	(6.44)	(3.54)	(2.84)	(1.96)
FeO	7.76	11.24	11.49	4.84	7.82	5.78	3.23	2.36	1.93
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.79	5.13	4.93	2.04	3.30	2.78	1.47	1.43	0.65
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.28	4.61	5.27	2.16	3.53	2.49	1.18	1.66	0.75
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.25	0.22	0.25	0.19	0.22	0.15	0.15	0.29	0.11
S	0.53	1.31	0.02	0.04	0.72	0.85	0.53	0.08	0.15
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.18	0.35	0.32	0.19	0.23	0.21	0.25	0.19	0.04
CO <sub>2</sub>	0.19	0.20	0.25	0.23	0.46	0.49	0.21	0.38	0.31
Na <sub>2</sub> O	0.13	0.26	0.00	2.56	2.82	1.47	5.60	2.33	4.79
TOTAL	100.29	100.43	100.64	99.84	100.61	100.65	99.58	100.33	99.57

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	47.85	26.05	24.69	48.27	20.19	36.66	30.85	47.96	39.58
OR	13.54	23.33	14.49	1.00	9.96	25.26	.91	13.62	3.76
AN	.00	.00	.26	.79	1.03	3.90	1.99	1.66	4.42
AB	1.27	.00	.00	24.29	26.68	.00	51.56	21.92	44.17
C	13.86	15.51	14.94	6.74	10.43	9.96	2.51	4.90	1.22
EN	8.02	13.57	20.53	9.42	15.89	12.11	5.61	4.77	3.20
FE	10.96	17.59	18.67	4.98	10.48	6.85	2.37	1.37	2.45
MT	2.51	.16	3.08	2.25	2.69	2.69	1.58	1.57	.70
IL	1.14	2.25	1.92	1.18	1.47	1.41	1.43	1.12	.40
CM	.64	.70	.67	.66	.67	.70	.67	.70	.01
AP	.41	.85	.73	.42	.51	.48	.54	.42	.09

ECHANT.	763543	763544	763545	763546	763547	763548	763549	763550	763551
TROU	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	76.34	74.58	70.45	69.04	80.60	75.79	77.22	66.11	67.23
TiO <sub>2</sub>	0.23	0.27	0.36	0.34	0.21	0.28	0.27	0.60	0.53
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10.79	11.52	13.54	15.89	9.68	10.74	10.81	13.58	12.61
CaO	1.40	0.45	0.48	0.39	0.52	1.22	0.66	0.67	0.51
K <sub>2</sub> O	1.13	1.87	3.54	2.60	0.69	1.40	1.18	1.13	2.25
MgO	0.93	2.00	2.95	3.05	0.90	1.72	1.48	4.68	2.50
Fe(T)	(2.20)	(2.79)	(3.70)	(2.35)	(0.98)	(2.21)	(1.84)	(4.45)	(5.96)
FeO	2.48	2.55	3.42	2.42	0.93	1.93	1.68	4.10	5.71
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.38	1.15	1.48	0.67	0.36	1.01	0.76	1.80	2.17
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	0.64	1.15	2.32	1.89	0.56	0.99	0.89	2.89	1.86
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.26	0.15	0.25	0.14	0.15	0.21	0.18	0.21	0.13
S	0.48	0.00	0.02	0.00	0.00	0.10	0.00	0.83	2.17
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.03	0.06	0.14	0.06	0.03	0.06	0.03	0.06	0.09
CO <sub>2</sub>	0.50	0.37	0.41	0.38	0.42	1.01	0.40	0.50	0.38
Na <sub>2</sub> O	3.85	3.51	1.35	2.98	4.43	3.74	4.24	3.39	2.26
TOTAL	99.44	99.63	100.71	99.85	99.48	100.20	99.80	100.50	100.33

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	68.52	39.93	40.66	33.31	45.85	40.84	41.43	30.44	36.78
OR	7.50	11.44	21.92	15.82	5.82	8.57	7.17	6.97	14.24
AN	7.59	1.91	1.54	1.59	2.45	5.86	3.16	3.06	2.08
AB	.00	32.65	12.71	27.55	40.84	34.79	39.13	31.79	21.74
C	8.70	3.45	7.95	8.55	.54	1.13	1.60	6.51	6.72
EN	2.89	5.72	8.54	8.67	2.55	4.92	4.20	13.50	7.40
FE	3.92	3.09	4.16	3.08	1.11	2.12	1.90	4.57	7.63
MT	.45	1.25	1.62	.72	.39	1.09	.82	1.97	2.21
IL	.36	.39	.53	.49	.30	.40	.39	.87	.79
CM	.01	.05	.05	.09	.09	.14	.14	.19	.20
AP	.07	.13	.31	.13	.06	.13	.06	.13	.20

ECHANT.	763552	763553	763554	763555	763556	763557	763558	763559	763560
TRQU	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	64.38	65.98	61.44	62.89	65.19	66.22	60.27	61.87	64.12
TiO <sub>2</sub>	0.95	0.97	1.48	1.23	1.26	1.24	1.47	1.34	1.03
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.03	12.76	13.83	13.56	13.49	13.37	14.26	13.29	12.69
CaO	1.96	1.16	3.19	3.84	1.91	2.64	2.22	2.11	2.33
K <sub>2</sub> O	1.19	2.30	0.85	0.83	0.67	0.67	0.95	0.55	0.51
MgO	2.62	2.70	3.80	3.52	3.75	3.23	4.05	3.75	3.07
Fe(T)	(5.51)	(5.33)	(5.07)	(4.74)	(4.14)	(4.32)	(6.97)	(6.34)	(4.81)
FeO	4.04	4.78	4.28	3.48	3.60	3.91	5.90	5.46	4.47
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.38	2.30	2.49	2.90	1.91	1.83	3.40	2.99	1.90
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.52	1.42	1.82	1.04	1.53	1.10	2.49	2.41	1.88
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.15	0.15	0.25	0.21	0.28	0.18	0.28	0.30	0.29
S	1.29	0.65	0.30	0.56	0.18	0.21	0.42	0.22	0.27
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.19	0.22	0.34	0.29	0.32	0.32	0.25	0.23	0.23
CO <sub>2</sub>	1.13	0.27	0.36	0.37	0.45	0.34	0.16	0.29	0.82
Na <sub>2</sub> O	4.90	4.18	5.57	5.94	5.51	4.74	4.58	4.52	5.89
TOTAL	100.73	99.84	100.00	100.66	100.05	100.00	100.70	99.33	99.50

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	20.43	27.53	12.67	12.45	19.23	26.46	16.07	20.68	16.69
OR	7.31	8.05	5.12	4.93	4.02	4.07	5.78	3.40	3.10
AN	8.82	4.53	10.43	7.93	7.50	11.33	9.67	9.38	6.89
AB	45.74	39.35	51.00	53.62	50.26	39.18	42.37	42.44	54.50
C	.65	3.31	.00	.00	1.10	1.84	2.54	2.25	.00
EN	7.52	7.82	9.62	6.71	10.52	9.18	11.52	10.83	7.80
FE	4.90	4.76	2.65	1.45	2.56	3.17	5.86	5.15	3.81
MT	2.61	2.52	2.65	2.85	2.03	1.97	3.16	3.05	2.05
IL	1.38	1.42	2.10	1.72	1.78	1.78	2.11	1.95	1.48
CM	.24	.24	.28	.27	.32	.32	.37	.38	.41
AP	.41	.48	.72	.61	.68	.69	.54	.50	.50
DI			2.16	6.13					1.87
HE			.60	1.33					.91

ECHANT.	763561	763562	763563	763564	763565	763566	763567	763568	763569
TROU	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112	D-112
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	66.00	64.94	64.34	48.87	63.08	67.95	67.35	63.60	62.82
TiO <sub>2</sub>	1.04	1.39	1.24	1.11	1.44	0.76	0.97	1.23	1.14
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.00	13.59	13.88	15.89	14.70	13.26	13.08	13.61	14.33
CaO	2.51	1.28	1.41	3.77	1.33	2.31	1.07	1.57	2.82
K <sub>2</sub> O	0.41	0.95	1.38	1.24	1.18	1.21	0.96	0.66	0.74
MgO	3.13	3.77	3.83	2.83	3.35	1.59	2.88	3.61	2.26
Fe(T)	(4.79)	(4.50)	(5.08)	(12.11)	(5.60)	(3.65)	(5.23)	(6.35)	(5.83)
FeO	3.97	4.78	4.97	5.22	5.40	2.36	4.91	5.78	3.73
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.42	1.12	1.73	11.51	2.00	2.59	2.02	2.65	4.19
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	1.00	1.91	1.89	1.15	1.97	0.90	1.89	2.48	1.26
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.24	0.22	0.27	0.25	0.27	0.25	0.30	0.17	0.13
S	0.72	0.65	0.35	2.39	0.33	1.12	0.07	0.29	1.50
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.22	0.29	0.20	0.23	0.25	0.18	0.21	0.22	0.16
CO <sub>2</sub>	0.55	0.26	0.34	0.55	0.30	0.49	0.41	0.25	0.33
Na <sub>2</sub> O	4.93	4.79	4.65	4.38	5.07	5.20	3.62	3.55	4.23
TOTAL	100.14	99.94	100.48	99.39	100.67	100.27	99.74	99.67	99.64

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	23.48	22.23	20.10	.00	18.16	24.38	32.58	28.59	23.25
OR	2.48	5.78	8.34	7.89	7.12	7.35	5.92	4.10	4.59
AN	11.30	4.59	5.82	18.53	5.07	9.53	4.11	6.68	13.59
AB	45.39	44.29	42.72	42.35	46.47	48.01	34.41	33.51	39.87
C	.46	3.43	2.96	1.22	3.64	.00	5.20	5.43	2.09
EN	8.86	10.72	10.82	5.46	9.44	4.21	8.30	10.48	6.55
FE	3.06	4.94	4.98	12.16	5.15	1.56	5.13	5.73	4.89
MT	2.59	1.21	1.85	2.83	2.13	2.39	2.21	2.91	2.84
IL	1.49	1.99	1.77	1.67	2.05	1.09	1.41	1.80	1.67
CM	.41	.20	.21	.23	.24	.26	.27	.30	.31
AP	.47	.62	.43	.52	.53	.39	.46	.48	.35
FA				4.92					
FO				2.21					
DI						2.16			

APPENDICE IV

ANALYSES CHIMIQUES

ELEMENTS MINEURS

ET

RENSEIGNEMENTS DIVERS

LISTE DES ABREVIATIONS UTILISEES

ECHAN	numéro de l'échantillon	
TROU	numéro du trou	
ROCHE	type de roche	QFP rhyolite porphyrique à quartz et feldspath R "rhyolite Amulet"
PROF	profondeur de l'échantillon dans le trou à partir du contact andésite - QFP vers le bas (en mètres)	
DIST	distance horizontale par rapport à la projection du centre de la cheminée d'altération (en mètres)	
D	densité mesurée par la méthode de la balance de Berman	

NOTE

- - - : valeur non déterminée (non mesurée ou non calculée)



ECHAN.	753050	753051	753052	753053	753054	753055	753056	753057	753058
TROU	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	11	6	5	5	6	7	6	5	17
Zn	55	48	50	41	53	43	45	42	52
Mn	255	236	214	339	293	295	208	189	421
Ni	< 1	< 1	< 1	< 1	2	< 1	< 1	< 1	< 1
Co	106	4	4	3	3	< 1	2	2	2
Pb	8	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Mo	2.0	1.0	2.0	1.0	1.5	1.0	1.0	1.0	2.5
Li	8.8	8.8	9.9	8.0	10.9	9.8	11.8	10.0	13.7
V	12	15	29	17	38	32	23	20	36
Cr	5	4	16	5	12	9	6	7	15
Hg	.090	.030	.650	.035	.025	.025	.020	.025	.025
Au	< 0.1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1
Ag	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	4	< 2	< 2	< 2
W	750	28	4	2	1	2	1	< 1	1
As	< 0.2	< .2	.3	1.1	.4	3.0	1.2	1.2	< .2
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	71	71	201	131	132	146	165	140	102
Sr	19	19	22	21	23	24	21	20	29
Cs	1.0	.5	2.0	1.0	2.5	1.0	1.5	1.5	3.0
Rb	38	38	50	40	50	50	48	45	103
PROF	96.9	96.6	84.7	84.4	72.5	72.2	60.4	60.0	48.2
DIST	--	--	--	--	--	--	--	--	--
D	2.67	2.65	2.68	2.67	2.68	2.68	2.67	2.67	2.72

ECHAN.	753059	753060	753061	753062	753063	753064	753065	753066	753067
TROU	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729	B-1729
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	91	16	21	5	5	7	6	145	37
Zn	50	20	38	33	42	96	163	175	68
Mn	328	78	139	180	139	286	515	276	197
Ni	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	6	2	< 1
Co	3	16	7	2	< 1	5	10	4	3
Pb	< 1	5	2	< 1	< 1	< 1	< 1	3	7
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Mo	2.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.5	2.0
Li	14.8	7.0	8.2	8.0	10.3	15.7	20.0	13.4	9.0
V	32	14	12	15	11	21	46	23	18
Cr	9	6	6	5	5	5	21	5	15
Hg	.025	.025	.030	.025	.025	.030	.030	.025	.025
Au	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1
Ag	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	1.0	1.0
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	1	< 1	< 1	2	1	< 1	2	< 1	1
As	3.6	.7	< .2	< .2	< .2	< .2	< .2	16	4.5
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	157	85	46	65	53	128	107	94	132
Sr	26	18	18	19	20	24	29	23	21
Cs	1.5	1.5	1.0	1.0	.5	2.0	4.0	1.0	2.5
Rb	100	45	38	45	45	73	118	80	60
PROF	47.9	36.0	35.7	23.8	23.5	15.5	15.2	0.6	0.3
DIST	--	--	--	--	--	--	--	--	--
D	2.72	2.69	2.67	2.67	2.69	2.73	2.76	2.73	2.67

ECHAN.	753068	753069	753070	753071	753072	753073	753074	753075	753076
TROU	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726	B-1726
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	15	25	20	13	510	520	39	23	10
Zn	37	35	34	34	1300	2320	1570	308	112
Mn	127	123	137	148	372	561	530	580	648
Ni	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Co	2	2	3	2	19	18	4	6	6
Pb	13	10	2	< 1	28	80	35	24	16
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	< 1	< 1	< 1	4	4	3	< 1	< 1
Mo	1.5	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.5	1.5
Li	12.0	11.9	10.7	10.6	10.9	13.5	12.0	17.9	20.7
V	8	10	11	12	27	35	14	18	11
Cr	5	2	3	4	10	4	4	5	4
Hg	.030	.025	.020	.020	.020	.015	.020	.025	.020
Au	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1
Ag	< .1	< .1	< .1	< .1	38	4.0	.9	< .1	< .1
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	< 1	< 1	< 1	< 1	3	< 1	< 1	< 1	1
As	< .2	< .2	1.0	0.5	1.3	.2	< .2	< .2	< .2
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	84	77	84	110	30	50	80	105	32
Sr	17	17	19	18	30	27	20	28	27
Cs	1.0	1.0	1.0	1.0	2.0	1.0	1.0	2.0	1.5
Rb	40	40	35	33	118	118	65	90	75
PROF	127.7	128.0	139.9	140.2	154.5	154.8	164.3	164.6	175.9
DIST	--	--	--	--	--	--	--	--	--
D	2.66	2.67	2.67	2.66	2.88	2.82	2.71	2.75	2.72

ECHAN.	753077	753078	753079	753080	753081	753082	753083	753084	753085
TROU	B-1726	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212
ROCHE	R	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	18	8	7	16	32	27	10	12	13
Zn	250	65	57	37	59	37	46	40	34
Mn	1250	262	208	200	246	233	258	257	245
Ni	< 1	< 1	< 1	< 1	25	86	180	111	< 1
Co	14	4	4	3	3	3	3	10	13
Pb	42	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Mo	1.5	1.5	1.5	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
Li	45.0	19.9	17.8	11.5	13.1	8.0	8.1	13.2	10.7
V	13	22	20	24	39	15	13	19	17
Cr	3	9	8	8	10	4	9	6	7
Hg	.025	.020	.020	.020	.025	.020	.015	.025	.020
Au	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1
Ag	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	< 1	< 1	1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
As	3.5	.4	< .2	< .2	2.5	.4	1.5	1.5	.3
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	60	37	28	52	160	200	108	225	120
Sr	35	18	18	20	20	18	19	19	23
Cs	1.5	2.0	1.0	1.0	2.0	1.0	2.0	1.5	2.0
Rb	108	83	75	43	48	48	48	58	58
PROF	176.2	17.4	17.7	29.0	29.3	41.1	41.5	53.0	53.3
DIST	--	--	--	--	--	--	--	--	--
D	2.81	2.71	2.70	2.66	2.69	2.67	2.68	2.69	2.67

ECHAN.	753086	753087	753088	753089	753090	753091	753092	753093	753094
TROU	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	9	9	106	44	25	12	7	7	6
Zn	61	73	93	101	61	67	60	78	103
Mn	383	491	595	614	319	353	380	554	1160
Ni	4	4	9	24	42	58	53	3	15
Co	6	7	11	12	7	8	6	8	11
Pb	5	5	3	< 1	< 1	< 1	< 1	3	< 1
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Mo	1.5	1.5	2.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.0	1.5
Li	13.7	18.1	17.9	16.1	12.0	12.5	10.7	10.1	12.8
V	50	70	95	99	49	47	29	45	89
Cr	14	15	27	34	13	19	10	30	45
Hg	.020	.040	.020	.035	.015	.040	.015	.015	.020
Au	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1
Ag	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1	< .1
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	1	< 1	< 1	1
As	< .2	.9	1.5	.6	< .2	< .2	< .2	< .2	.4
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	890	410	132	138	80	130	76	53	110
Sr	37	40	27	29	25	28	24	29	30
Cs	2.0	3.5	4.5	5.5	2.0	4.0	3.0	5.0	7.0
Rb	73	83	65	68	43	50	45	68	85
PROF	65.2	65.5	102.1	102.4	114.3	114.6	124.1	124.4	141.1
DIST	--	--	--	--	--	--	--	--	--
D	2.70	2.71	2.70	2.71	2.64	2.68	2.66	2.69	2.74

ECHAN.	753095	753096	753097	753098	753099	753100	753101	753102	753103
TROU	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	9	47	45	22	480	39	10	34	78
Zn	101	45	48	545	6900	118	86	605	202
Mn	1100	258	257	1340	556	565	587	528	435
Ni	15	< 1	7	10	15	14	< 1	< 1	< 1
Co	11	15	5	6	19	10	5	7	6
Pb	< 1	< 1	< 1	42	625	10	3	7	5
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	< 1	< 1	6	70	2	< 1	6	< 1
Mo	2.0	2.0	1.5	1.5	6.5	1.5	1.0	1.5	2.0
Li	15.3	5.7	7.1	22.3	10.4	10.3	11.9	12.2	11.6
V	95	7	6	52	32	10	13	12	9
Cr	48	3	7	5	4	3	3	3	3
Hg	0.015	0.020	0.050	0.025	0.050	0.035	0.045	0.060	0.060
Au	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Ag	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	2.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
As	< 0.2	3.0	1.5	0.9	3.0	4.0	0.9	37	5.5
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	170	86	105	320	225	94	82	29	44
Sr	40	21	21	48	39	26	25	26	24
Cs	7.5	1.0	1.5	2.0	2.0	1.5	1.5	1.0	1.0
Rb	98	45	40	123	93	68	63	63	53
PROF	141.4	150.6	150.9	162.8	163.1	175.0	175.3	186.2	186.5
DIST	--	--	--	--	--	--	--	--	--
D	2.76	2.67	2.67	2.79	2.74	2.70	2.70	2.71	2.68

ECHAN.	753104	753105	753106	753107	753108	753109	753110	753111	753112
TROU	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	B-2212	D-116	D-116	D-116
ROCHE	R	R	R	R	R	R	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	18	31	10	9	17	12	8	18	38
Zn	97	106	104	106	184	420	98	117	77
Mn	710	625	639	591	584	524	375	430	315
Ni	4	6	7	5	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Co	6	6	6	5	5	4	2	2	5
Pb	4	4	9	5	5	9	5	4	3
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	6	< 1	< 1	< 1
Mo	1.5	1.0	1.0	1.0	2.0	2.0	1.0	1.0	1.5
Li	11.1	10.0	18.5	17.2	10.9	9.2	11.3	13.5	8.0
V	12	12	13	13	11	11	10	12	18
Cr	6	4	3	4	3	3	3	4	7
Hg	0.060	0.045	0.030	0.035	0.050	0.045	0.035	0.030	0.025
Au	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Ag	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
As	0.7	4.0	1.0	1.0	1.0	0.6	2.0	1.0	1.0
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	150	72	650	207	70	75	400	210	255
Sr	26	25	31	27	26	25	18	20	25
Cs	2.0	1.0	1.0	2.0	1.0	1.0	1.5	1.0	1.5
Rb	70	58	133	105	63	58	48	65	65
PROF	199.3	199.6	211.5	211.8	223.7	224.0	3.0	3.4	14.6
DIST	--	--	--	--	--	--	329	329	329
D	2.71	2.70	2.72	2.73	2.74	2.72	2.70	2.70	2.70

ECHAN.	753113	753114	753115	753116	753117	753118	753119	753120	753121
TROU	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	100	18	17	15	17	19	19	59	95
Zn	121	69	64	60	59	55	43	83	81
Mn	287	225	235	242	225	197	179	317	317
Ni	5	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	9	5
Co	10	3	3	< 1	2	3	< 1	11	8
Pb	17	4	8	< 1	8	< 1	3	< 1	< 1
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	5	32	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	2
Mo	2.0	2.0	3.0	1.0	1.0	1.5	1.0	3.0	3.0
Li	6.7	11.0	10.9	4.6	5.2	7.0	5.6	9.9	8.3
V	14	18	22	16	13	15	14	84	49
Cr	6	5	5	5	6	5	5	37	18
Hg	0.015	0.020	0.015	0.020	0.020	0.025	0.040	0.025	0.025
Au	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Ag	0.6	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	1	< 1	< 1
As	3.5	0.5	0.2	< 0.2	2.0	0.4	1.0	1.5	0.5
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	225	120	210	540	225	175	150	110	100
Sr	24	14	14	17	16	17	18	24	22
Cs	2.5	1.5	2.0	1.5	2.0	1.5	2.0	5.0	3.0
Rb	65	38	38	38	35	30	30	53	48
PROF	14.9	27.7	28.0	51.5	51.8	64.0	64.3	76.2	76.5
DIST	329	329	329	329	329	329	329	329	329
D	2.72	2.70	2.69	2.67	2.66	2.67	2.67	2.70	2.69



ECHAN.	753122	753123	753124	753125	753126	753127	753128	753129	753130
TROU	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	R	R	R

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	68	59	65	420	28	30	1015	340	1260
Zn	78	80	89	1150	87	152	310	250	565
Mn	325	358	173	252	190	147	566	462	696
Ni	7	9	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Co	11	13	3	14	4	3	25	19	16
Pb	11	2	34	75	22	37	2	< 1	10
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	5	< 1	< 1	4	< 1	2	2	4	7
Mo	2.0	1.5	2.5	9.5	1.5	2.0	2.0	1.5	2.0
Li	9.5	10.2	9.2	9.5	10.5	8.4	9.0	8.3	13.8
V	76	104	11	10	11	10	18	17	15
Cr	30	34	7	6	5	6	6	5	6
Hg	0.035	0.025	0.015	0.035	0.015	0.025	0.005	0.010	0.010
Au	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Ag	< 0.1	< 0.1	< 0.1	2.2	< 0.1	< 0.1	2.5	< 0.1	3.8
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	< 1	< 1	2	< 1	1	5	< 1	1	< 1
As	3.0	2.0	1.5	5.5	2.5	2.0	6.0	6.0	0.8
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	200	170	133	74	145	550	38	40	97
Sr	24	24	17	19	14	14	26	24	27
Cs	4.5	5.0	2.0	1.5	2.0	1.0	1.0	1.5	1.5
Rb	53	58	35	58	43	45	105	90	88
PROF	87.2	87.5	115.5	115.8	125.0	125.3	161.5	161.8	174.0
DIST	329	329	329	329	329	329	329	329	329
D	2.71	2.69	2.70	2.74	2.70	2.67	2.83	2.82	2.79

ECHAN.	753131	753132	753133	753134	753135	753136	753137	753160	753161
TROU	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-116	D-190	D-190
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	340	78	65	23	27	125	98	101	148
Zn	6300	137	187	112	119	83	82	1360	590
Mn	251	214	230	595	570	519	590	139	95
Ni	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Co	14	28	2	3	3	18	27	13	12
Pb	9	8	7	< 1	< 1	< 1	< 1	80	81
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	24	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	4	6	< 1
Mo	1.5	2.0	1.5	1.5	2.0	1.5	2.0	1.5	1.5
Li	12.0	5.1	6.5	13.3	10.7	7.5	7.6	10.2	11.2
V	18	12	16	17	35	16	44	13	11
Cr	6	4	5	5	6	6	7	7	6
Hg	0.035	0.010	0.015	0.010	0.015	0.025	0.020	0.020	0.025
Au	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Ag	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	0.5	1.4	1.8
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	< 1	< 1	< 1	1	< 1	< 1	< 1	1	< 1
As	1.5	4.5	2.5	< 0.2	< 0.2	1.5	2.5	2.0	6.0
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	180	28	22	54	140	93	52	98	103
Sr	25	22	19	31	25	33	33	18	16
Cs	1.5	1.5	1.0	1.5	1.5	2.0	2.0	1.5	1.0
Rb	65	68	43	65	63	70	83	70	63

PROF	174.3	185.9	186.2	198.1	198.4	210.3	210.6	0.9	1.2
DIST	329	329	329	329	329	329	329	76	76
D	2.78	2.71	2.67	2.74	2.72	2.76	2.83	2.79	2.74

ECHAN.	753162	753163	753164	753165	753166	753167	753168	753169	753170
TROU	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	26	22	16	20	251	207	2900	4450	1400
Zn	158	104	206	305	3900	4750	1600	520	1090
Mn	151	139	165	136	99	126	264	239	113
Ni	< 1	< 1	< 1	4	4	< 1	< 1	< 1	< 1
Co	2	< 1	2	< 1	7	5	5	11	< 1
Pb	48	66	50	102	32	25	34	45	112
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	< 1	< 1	< 1	< 1	9	10	4	< 1	< 1
Mo	1.0	1.0	1.0	1.0	1.5	1.0	1.0	1.0	1.5
Li	13.9	12.8	14.3	16.9	10.9	10.8	8.8	8.8	8.9
V	10	11	11	13	34	8	6	6	7
Cr	6	7	4	5	14	4	4	4	4
Hg	0.020	0.030	0.020	0.030	0.030	0.035	0.020	0.010	0.020
Au	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	0.2	< 0.1	< 0.1
Ag	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	1.6	1.0	3.9	4.8	3.1
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	1	< 1	< 1	1	2	2	< 1	1	3
As	1.0	1.5	0.3	< 0.2	5.0	2.5	0.7	1.0	0.9
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	62	80	37	82	23	28	92	75	20
Sr	16	13	15	15	20	16	13	15	14
Cs	1.5	1.5	1.0	1.5	3.0	1.0	1.0	1.0	1.0
Rb	58	43	50	45	75	63	65	65	60
PROF	13.1	13.4	25.3	25.6	37.2	37.5	49.7	50.0	61.9
DIST	76	76	76	76	76	76	76	76	76
D	2.73	2.73	2.74	2.73	2.82	2.77	2.79	2.78	2.76

ECHAN.	753171	753172	753173	753174	753175	753176	753177	753178	753179
TROU	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	9500	10400	1500	990	187	8100	25300	670	480
Zn	3450	33400	4550	2290	1880	890	9700	1140	485
Mn	250	68	67	247	238	205	231	448	313
Ni	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	5	10
Co	42	9	7	9	7	7	28	19	27
Pb	660	67	34	12	7	8	5	8	15
Bi	6	3	4	2	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Cd	6	99	26	6	7	3	61	3	< 1
Mo	2.5	1.0	1.0	2.0	1.0	1.5	1.5	1.5	1.5
Li	7.3	8.4	7.6	7.9	8.0	7.2	6.2	7.8	11.8
V	6	6	7	11	10	12	10	98	65
Cr	6	4	4	7	4	6	6	26	24
Hg	0.025	0.065	0.020	0.010	0.020	0.015	0.015	0.010	0.020
Au	< 0.1	0.4	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1
Ag	22.5	17.5	2.3	1.6	< 0.1	13.0	28.0	0.7	0.7
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1
Sn	< 2	4	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
W	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	1
As	1.0	0.3	< 0.2	< 0.2	< 0.2	< 0.2	< 0.2	< 0.2	3.0
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2
Ba	9	32	19	16	17	20	32	52	22
Sr	47	14	13	15	14	13	22	15	18
Cs	1.5	1.0	1.0	1.5	1.5	2.0	2.0	5.0	4.5
Rb	133	70	45	53	53	53	83	75	80
PROF	62.2	74.1	74.4	86.3	86.6	98.5	98.8	109.7	110.0
DIST	76	76	76	76	76	76	76	76	76
D	3.14	2.84	2.93	2.79	2.74	2.78	2.95	2.79	2.82

ECHAN.	753180	753181	753182	753183	753184	753185	753186	753187	763316
TROU	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190	D-190
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	3050	2580	50	64	56	41	21	27	165
Zn	435	500	182	143	105	111	71	126	2750
Mn	1100	757	1085	550	596	671	304	604	490
Ni	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	--
Co	30	31	19	13	9	12	6	8	27
Pb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	5
Bi	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	--
Cd	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	3
Mo	2.0	2.0	2.0	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	< 2
Li	11.2	14.9	13.1	11.8	13.1	13.4	11.7	18.0	9
V	64	60	25	15	22	39	19	22	41
Cr	6	6	6	5	6	6	5	6	11
Hg	0.020	0.015	0.015	0.015	0.020	0.015	0.015	0.015	20
Au	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< .05
Ag	2.1	1.8	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< 0.1	< .2
Sb	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	< 1	--
Sn	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	--
W	7	< 1	< 1	3	< 1	3	2	3	177
As	0.4	< 0.2	2.0	< 0.2	1.0	< 0.2	< 0.2	0.8	1.5
U	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	< 2	--
Ba	32	43	80	60	63	65	75	585	120
Sr	45	42	28	25	22	22	21	26	26
Cs	1.0	0.5	1.5	1.0	1.5	1.0	1.0	1.5	< 3
Rb	155	143	95	83	80	83	65	75	58
PROF	122.8	123.1	135.3	135.6	147.5	147.8	159.4	159.7	115.2
DIST	76	76	76	76	76	76	76	76	76
D	2.99	2.97	2.88	2.82	2.80	2.83	2.78	2.76	---















[illegible]

ELEMENTS MINEURS EN PPM

[illegible]

ECHAN.	763380	763381	763382	763383	763384	763385	763386	763387	763388
TROU	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188	D-188
ROCHE	QFP	R	R	R	R	R	R	R	R

ELEMENTS MINEURS EN PPM

[illegible]



[illegible]

ELEMENTS MINEURS EN PPM

[illegible]





ECHAN.	763416	763417	763418	763419	763420	763421	763422	763423	763424
TROU	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180	D-180
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	R	R

ELEMENTS MINEURS EN PPM

[illegible]













ECHAN.	763479	763480	763481	763482	763483	763484	<del>763485</del>	763486	763487
TROU	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	D-197	<del>D-197</del>	D-197	D-197
ROCHE	R	R	R	R	R	R	<del>R</del>	R	R

ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	130	29	23	27	28	160	13	14	17
Zn	210	330	550	540	380	8380	470	78	68
Mn	1130	1640	2450	1230	1100	1105	1065	290	430
Ni	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Co	37	39	32	24	28	44	36	60	81
Pb	95	180	3	2	< 2	< 2	10	13	8
Bi	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Cd	< 0.2	1	< 0.2	< 0.2	< 0.2	16	< 0.2	< 0.2	< 0.2
Mo	< 2	6	< 2	6	6	< 2	< 2	< 2	< 2
Li	8	14	15	12	12	8	9	5	5
V	31	28	56	38	19	19	16	< 2	< 2
Cr	5	5	6	6	7	8	8	4	5
Hg	.005	.010	.010	.005	.065	.045	.015	.025	.080
Au	< 0.05	< 0.05	< 0.05	< 0.05	< 0.05	< 0.05	< 0.05	< 0.05	< 0.05
Ag	4	2	4	< 0.2	< 0.2	2	< 0.2	< 0.2	< 0.2
Sb	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Sn	---	---	---	---	---	---	---	---	---
W	1445	975	357	232	610	360	800	2180	2525
As	4.5	0.7	0.5	< 0.2	0.7	7.5	1.0	< 0.2	< 0.2
U	---	---	---	---	---	---	---	---	---
Ba	1030	1000	350	440	360	200	230	320	400
Sr	54	58	64	6	10	18	34	40	44
Cs	< 3	< 3	< 3	< 3	< 3	< 3	< 3	< 3	< 3
Rb	42	34	15	59	54	30	25	14	18
PROF DIST D	137.5 140 ---	149.4 140 ---	149.7 140 ---	161.5 140 ---	161.8 140 ---	173.7 140 ---	174.0 140 ---	185.9 140 ---	186.2 140 ---





[illegible]

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

[illegible]

















ECHAN.	763569
TROU	D-112
ROCHE	R

## ELEMENTS MINEURS EN PPM

Cu	65
Zn	130
Mn	1080
Ni	--
Co	48
Pb	< 2
Bi	--
Cd	< 0.2
Mo	< 2
Li	5
V	56
Cr	13
Hg	.025
Au	< 0.05
Ag	< 0.2
Sb	--
Sn	--
W	855
As	0.6
U	--
Ba	300
Sr	120
Cs	< 3
Rb	18

PROF	81.1
DIST	491
D	--

APPENDICE V

VARIATIONS DES ELEMENTS  
PRES ET LOIN DU GISEMENT

- Si : déficience marquée à étendue restreinte (< 100')  
5-8% pour QP et R  
en général, faible déficience jusqu'à 300' de la cheminée  
d'altération
- Al : déficience de plus en plus grande à mesure que l'on s'approche de la cheminée dans le QP seulement (graduelle)  
N.B. enrichissement dans la rhyolite minéralisée par rapport à la rhyolite stérile
- F3  
(Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) : enrichissement marqué par le QP près de la cheminée (< 100')  
qui s'accompagne d'une déficience un peu plus loin, laissant supposer une migration  
enrichissement plus étendu (au moins 250') dans la R  
N.B. l'interprétation du F3 doit tenir du contenu en S
- F2  
(FeO) : enrichissement graduel vers la cheminée pour le QP et la R  
mais à étendue restreinte  
N.B. diminution continue de base au sommet du QP (cf D-190 & B-2212), donc possibilité de correction indépendante du S
- Mg : enrichissement marqué vers la cheminée surtout pour R (au moins 250') mais plus restreinte pour QP (< 100')
- Ca : déficience graduelle lorsqu'on approche la cheminée pour le QP  
N.B. valeurs extrêmes à éliminer re CO<sub>2</sub> → carbonates
- Na : extrême déficience près de la cheminée mais très restreinte pour le QP et plus étendue pour la R  
N.B. diminution de base au sommet du QP (B-1729, B-2212)  
possibilité de migration
- K : enrichissement marqué près de la cheminée (~ 100') pour le QP et la R  
comportement inverse de Na (cf B-1726)
- Ti : comportement semblable à F3  
différence marquée QP re R
- Po : différence marquée QP re R  
aucune différence entre minéralé et stérile
- CO  
(CO<sub>2</sub>) : erratique re carbonates
- S : erratique re sulfures
- H<sup>+</sup> : enrichissement vers la cheminée assez restreinte pour QP (D<sub>a</sub>-190) mais plus étendu et graduel dans la R

- H : non significatif
- Cu & Zn : enrichissement marqué près du gisement avec des valeurs extrêmes isolées en rapport avec les sulfures visibles.  
Le halo est très franc et restreint dans le QP (< 100') mais plus étendu dans la R (~ 200)  
N.B. valeurs élevées avec Mn, Bi, Co, Pb, Cd, Hg, Ag  
vs Li, V, Ba
- Mn : faible enrichissement dans la R près du gisement mais quelques valeurs élevées avec les sulfures  
N.B. différence marquée du contenu en Mn du QP et R
- Ni : trop de valeurs sous la limite de détection  
valeurs maxima beaucoup plus grandes loin du gisement surtout pour le QP
- Co : relation directe avec les sulfures visibles
- Pb : enrichissement très restreint autour de la cheminée (< 100')  
même comportement que Cu-Zn
- Bi : seulement quelques valeurs associées à la présence de sulfures visibles
- Cd : même comportement que le Zn mais très restreint pour le QP (< 100')
- Mo : déficience associée à la minéralisation: les valeurs les plus petites sont près de la minéralisation mais quelques valeurs extrêmes avec Cd, Pb, Zn
- Li : déficience avec la minéralisation visible avec probablement une dispersion assez étendue dans le QP  
comportement inverse dans la rhyolite  
comportement semblable à Mo, V
- V : déficience évidente avec minéralisation visible  
valeurs extrêmes plus grandes loin du gisement
- Cr : ibid que V
- Hg : anomalie positive près du gisement  
probablement associée à la minéralisation massive car les valeurs les plus grandes sont près du contact ands-QP  
Les valeurs anormales sont toujours associées à la minéralisation  
attention aux fractures
- Au : très peu de valeurs détectables  
essentiellement reliées à la minéralisation visible

- Ag : contenu plus élevé dans la R que QP  
valeurs anormales avec minéralisation immédiate mais très  
restreintes à la minéralisation massive ou en veinules  
N.B. Co-Zn-Co-(Pb)-Cd-Ag
- Sb : inutilisable
- Sn : " "
- W : valeurs extrêmes près des tuffs  
mais pas reliées d'une façon certaine à la minéralisation
- As : anomalie générale près du gisement  
mais il y a certaines valeurs très petites associées à la  
minéralisation  
associée à la minéralisation Cu-Zn mais plus étendue
- U : inutilisable
- Ba : anomalie négative près du gisement  
déficiency prononcée associée à la minéralisation
- Sr : contenu plus élevé dans R re QP  
valeurs hautes avec Rb  
possiblement associé aux coulées (cycles)?
- Cs : anomalie négative et dispersion plus petites près du gisement
- Rb : cf Sr

APPENDICE VI

FICHER COMPLET DES VALEURS MOYENNES

PAR TROU ET PAR TYPE DE ROCHE

### LISTE DES ABREVIATIONS UTILISEES

TROU	numéro du trou de forage
MILL:	tous les échantillons disponibles
TOUTQP:	tous les échantillons de rhyolite porphyrique
TOUTR:	tous les échantillons de rhyolite non porphyrique ("Amulet")
RCONT:	échantillons de la zone de contact de la "rhyolite Amulet" (jusqu'à 15 m du contact)
ROCHE	type de roche
QF	rhyolite porphyrique
R	rhyolite non porphyrique ("Amulet")
CON	zone de contact de la "rhyolite Amulet"
n	nombre d'échantillons

### MINERAUX NORMATIFS

Q	quartz	MT	magnétite
OR	orthose	HM	hématite
AN	anorthite	IL	ilménite
AB	albite	AP	apatite
C	corindon	PR	pyrite
EN	enstatite	CC	calcite
FE	ferrosilite		
DIST. RAD. (m)	distance radiale par rapport au centre du gisement		



TROU	MILL	TOUTQFP	1729	190	116	2212	182	188	180
ROCHE	--	--	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP
n	368	166	18	20	18	16	10	20	12

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	67.17	73.24	75.42	70.80	75.28	73.81	67.82	73.09	73.45
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.80	11.80	12.03	10.28	11.55	12.33	11.93	12.36	12.25
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.59	1.79	1.24	4.10	1.75	1.80	1.49	1.48	1.13
FeO	4.73	2.56	1.67	3.57	1.55	1.97	4.60	2.69	3.13
MgO	3.04	2.19	1.43	2.16	1.68	1.92	3.76	2.51	2.31
CaO	0.96	0.71	0.70	0.22	0.72	0.85	2.13	0.51	0.55
Na <sub>2</sub> O	2.13	2.15	2.95	0.20	2.48	2.87	0.75	2.31	2.20
K <sub>2</sub> O	1.77	1.84	1.51	2.30	1.81	1.47	2.01	1.77	1.78
TiO <sub>2</sub>	0.71	0.34	0.29	0.28	0.32	0.38	0.56	0.35	0.33
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.13	0.04	0.03	0.02	0.03	0.04	0.07	0.05	0.04
CO <sub>2</sub>	0.40	0.44	0.56	0.34	0.46	0.33	1.70	0.21	0.32
S	0.72	0.59	0.14	2.29	0.29	0.08	0.21	0.40	0.10
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.59	1.92	1.38	2.41	1.46	1.52	3.27	2.18	2.29
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.24	0.23	0.24	0.38	0.30	0.20	0.18	0.16	0.25

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	40.26	48.32	46.96	57.03	49.62	45.83	43.18	46.18	47.16
OR	11.06	11.44	9.35	14.63	11.23	9.10	12.86	10.94	11.08
AN	1.46	0.50	3.44	1.03	0.49	1.96	10.95	0.92	0.47
AB	20.22	20.32	27.78	1.93	23.39	27.01	7.29	21.71	20.82
C	7.93	7.00	4.97	8.35	6.12	6.10	5.69	7.22	7.53
EN	8.88	6.36	4.14	6.42	4.87	5.56	11.24	7.25	6.72
FE	3.47	1.28	1.13	0.00	0.41	1.18	5.51	2.17	3.71
MT	2.86	2.86	1.36	1.94	1.92	1.97	1.69	1.62	1.25
HM	0.00	0.00	0.00	1.78	0.00	0.00	0.00	0.00	
IL	1.05	1.05	0.42	0.42	0.47	0.55	0.84	0.51	0.48
AP	0.29	0.29	0.07	0.05	0.07	0.09	0.16	0.11	0.09
PR	1.98	1.98	0.38	6.42	0.79	0.22	0.59	1.09	0.27
CC	0.53	0.59	0.00	0.00	0.61	0.44	0.00	0.28	0.43

TROU	200	197	114	112	TOUTR	1729	190	116	2212
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	--	R	R	R	R
n	12	12	16	8	202	6	19	21	16

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	66.44	74.69	76.96	75.09	62.08	65.11	52.79	64.13	67.81
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.58	11.87	11.34	11.77	13.65	12.41	15.82	13.25	12.98
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.12	1.04	0.80	0.81	3.25	4.82	4.03	3.65	2.96
FeO	3.53	2.27	2.05	2.17	6.54	4.29	12.25	5.92	3.73
MgO	2.84	2.03	2.53	1.77	3.76	3.60	4.45	3.19	2.33
CaO	1.34	0.65	0.21	0.76	1.18	0.41	0.66	0.68	1.45
Na <sub>2</sub> O	1.95	3.37	1.75	3.13	2.13	1.85	0.22	2.33	3.36
K <sub>2</sub> O	2.33	1.46	2.10	1.66	1.70	1.46	2.10	1.47	1.62
TiO <sub>2</sub>	0.59	0.30	0.25	0.28	1.01	0.85	1.25	0.93	0.75
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.06	0.04	0.03	0.06	0.21	0.19	0.25	0.22	0.15
CO <sub>2</sub>	0.33	0.48	0.16	0.48	0.37	0.24	0.34	0.26	0.58
S	2.19	0.21	0.06	0.09	0.81	1.64	0.25	0.81	0.23
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	2.25	1.56	1.88	1.15	3.16	3.09	5.52	2.75	1.74
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.18	0.14	0.23	0.18	0.25	0.27	0.33	0.27	0.22

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	38.74	43.57	52.24	44.79	33.36	42.82	30.46	37.19	35.15
OR	14.34	8.94	13.00	10.22	10.66	9.12	13.84	9.21	10.01
AN	4.35	0.00	0.00	0.36	2.28	0.00	0.57	0.31	2.67
AB	18.24	31.36	16.46	29.29	20.30	17.57	2.20	22.19	31.57
C	6.05	5.40	7.15	5.35	8.72	9.30	16.28	8.94	5.44
EN	8.17	5.81	7.32	5.09	11.02	10.51	13.70	9.34	6.73
FE	0.00	2.15	2.33	2.60	5.36	0.00	15.65	4.33	2.38
MT	1.43	1.13	1.13	0.88	0.88	4.15	4.70	4.05	3.24
HM	1.31	0.00	0.00	0.00	0.00	0.79	0.00	0.00	0.00
IL	0.86	0.43	0.43	0.41	0.41	1.25	1.94	1.37	1.09
AP	0.13	0.09	0.09	0.13	0.13	0.42	0.58	0.49	0.33
PR	5.94	0.57	0.57	0.24	0.24	4.52	0.73	2.24	0.63
CC	0.43	0.63	0.63	0.63	0.63	0.32	0.48	0.35	0.77

TROU	182	188	180	200	197	114	112	RCONT.	190
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	---	CON
n	24	13	22	20	21	20	20	55	6

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	64.87	66.39	65.27	56.19	60.48	61.06	63.73	59.96	46.38
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.84	13.18	13.09	14.98	13.65	13.45	13.59	13.71	17.02
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.32	2.49	3.18	3.90	3.14	3.29	2.87	3.56	4.51
FeO	5.38	4.54	4.54	9.26	0.37	8.44	4.54	7.86	15.99
MgO	3.97	2.74	3.27	4.53	4.35	4.59	3.25	3.96	4.53
CaO	1.95	1.00	0.62	0.92	2.05	0.45	2.03	0.98	0.44
Na <sub>2</sub> O	1.29	3.45	2.38	1.03	2.99	0.42	4.57	1.42	0.28
K <sub>2</sub> O	1.42	0.87	1.82	2.61	1.65	2.35	0.98	2.07	1.99
TiO <sub>2</sub>	0.91	1.00	0.92	1.16	1.04	0.99	1.12	1.08	1.50
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.19	0.23	0.17	0.26	0.17	0.25	0.23	0.21	0.24
CO <sub>2</sub>	0.97	0.26	0.16	0.15	0.38	0.10	0.43	0.31	0.17
S	0.55	0.92	1.68	0.43	0.93	0.35	0.73	1.22	0.74
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.39	2.53	2.73	3.94	2.51	4.21	1.72	3.47	6.01
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.22	0.16	0.16	0.25	0.26	0.28	0.28	0.25	0.30

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	42.40	35.64	37.52	28.13	24.03	38.31	23.45	33.61	21.52
OR	9.03	5.37	11.23	16.42	10.16	15.11	5.93	13.07	13.19
AN	2.48	1.90	1.00	2.04	6.94	0.00	6.00	1.64	0.00
AB	12.47	32.38	22.32	9.85	27.99	4.10	42.05	13.63	2.82
C	9.56	6.73	7.81	11.34	5.13	12.15	3.21	10.01	17.85
EN	11.80	7.91	9.43	13.32	12.52	13.79	9.19	11.69	14.03
FE	4.99	2.54	0.74	8.09	4.89	9.63	2.51	6.48	20.52
MT	2.61	2.72	3.47	4.34	3.42	3.74	3.07	3.98	5.29
HM	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00		
IL	1.36	1.46	1.34	1.72	1.51	1.50	1.60	1.61	2.34
AP	0.43	0.50	0.37	0.58	0.37	0.57	0.49	0.47	0.56
PR	1.54	2.50	4.57	3.96	2.52	0.99	1.95	3.40	2.16
CC	1.32	0.34	0.21	0.20	0.50	0.14	0.56	0.42	0.24

TRQU	116	182	188	180	200	197	114	112
ROCHE	CON	CON	CON	CON	CON	CON	CON	CON
n	7	6	5	4	7	7	6	7

## ELEMENTS MAJEURS - % Poids

SiO <sub>2</sub>	61.98	63.23	65.44	69.23	54.98	57.66	56.40	63.12
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	13.12	12.29	13.27	11.77	15.18	13.08	14.40	13.62
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.63	3.84	2.14	3.37	4.29	3.15	3.76	3.43
FeO	8.68	6.95	4.73	3.20	9.32	7.55	9.24	4.80
MgO	3.31	3.37	3.13	2.91	3.71	6.11	5.66	3.28
CaO	0.30	0.86	1.23	0.66	0.73	2.53	0.57	1.54
Na <sub>2</sub> O	0.63	0.48	2.97	1.52	0.47	2.11	0.63	4.08
K <sub>2</sub> O	2.07	1.92	1.35	1.89	3.81	1.20	2.58	1.35
TiO <sub>2</sub>	0.86	1.01	1.11	1.04	1.13	1.08	1.28	0.97
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.20	0.22	0.23	0.20	0.27	0.13	0.29	0.18
CO <sub>2</sub>	0.15	0.53	0.30	0.13	0.18	0.71	0.13	0.49
S	0.64	1.64	0.92	1.92	2.82	0.65	0.33	1.19
H <sub>2</sub> O <sup>+</sup>	3.70	3.73	2.71	2.59	3.34	3.19	4.63	1.81
H <sub>2</sub> O <sup>-</sup>	0.27	0.20	0.19	0.14	0.22	0.27	0.24	0.34

## MINERAUX NORMATIFS (NORME C.I.P.W.) - % Equivalents cationiques

Q	41.62	46.22	34.63	46.77	28.42	24.49	29.50	25.55
OR	13.38	12.27	8.37	11.67	23.74	7.55	16.56	8.19
AN	0.00	0.00	2.84	1.20	0.76	7.68	0.12	3.46
AB	6.09	4.66	27.87	14.26	4.45	20.18	6.15	37.60
C	12.09	11.35	6.79	7.76	11.53	6.59	12.49	4.72
EN	10.00	10.06	9.07	8.40	10.80	17.97	16.98	9.30
FE	9.60	4.30	2.95	0.00	5.33	7.39	10.21	1.92
MT	4.15	4.34	2.35	0.42	4.73	3.51	4.27	3.68
HM	0.00	0.00	0.00	2.18	0.00	0.00	0.00	0.00
IL	1.31	1.52	1.62	1.51	1.66	1.60	1.94	1.39
AP	0.46	0.50	0.50	0.44	0.60	0.29	0.68	0.39
PR	1.82	4.62	2.51	5.22	7.74	1.80	0.93	3.18
CC	0.21	0.21	0.40	0.17	0.24	0.96	0.18	0.64

TROU	MILL	TOUT	B-1729	D-190	D-116	B-2212	D-182	D-188	D-180
ROCHE	TOUT	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP	QFP

## ELEMENTS MINEURS

Cu	341.	444.	29.	3333.	61.	22.	86.	33.	23.
Zn	751.	613.	33.	3618.	142.	61.	186.	133.	79.
Mn	664.	338.	210.	187.	266.	350.	542.	342.	335.
Co	34.	28.	8.	11.	5.	7.	23.	49.	38.
Pb	30.	19.	2.	75.	13.	1.	4.	6.	3.
Cd	2.	2.	0.0	12.	3.	0.0	0.0	0.0	0.0
Mo	.7	.9	1.3	1.3	2.2	1.3	.6	.5	0.0
Li	11.7	11.0	11.1	9.9	8.9	13.3	9.7	11.8	15.1
V	41.	34.	21.	18.	28.	41.	34.	37.	31.
Cr	13.	12.	8.	8.	11.	14.	15.	13.	11.
Hg	.025	.025	.070	.023	.025	.023	.013	.012	.008
Au	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Ag	1.1	1.0	1.1	5.2	0.2	0.0	0.1	.5	0.0
As	1.7	1.3	0.9	1.3	1.7	0.6	2.1	1.1	0.8
Ba	343.	295.	108.	46.	222.	177.	184.	372.	542.
Sr	33.	29.	21.	17.	19.	25.	21.	29.	41.
Cs	0.9	1.2	1.5	1.8	2.3	2.6	0.0	0.0	0.0
Rb	50.	52.	55.	65.	47.	60.	64.	51.	47.
DIST. RAD. (m)	—	—	—	76	327	—	182	291	242

TROU	D-200	D-197	D-114	D-112	TOUTR	B-1729	D-190	D-116	B-2212
ROCHE	QFP	QFP	QFP	QFP	---	R	R	R	R

## ELEMENTS MINEURS

Cu	141.	93.	14.	18.	254.	187.	495.	233.	54.
Zn	1338.	106.	70.	46.	845.	977.	392.	646.	611.
Mn	675.	345.	376.	363.	937.	657.	661.	580.	654.
Co	49.	47.	45.	61.	38.	11.	23.	25.	8.
Pb	85.	5.	6.	1.	36.	38.	1.	4.	45.
Cd	3.	0.0	0.0	0.0	2.	2.	0.0	2.	6.
Mo	0.0	.5	.4	1.0	0.6	1.3	1.0	1.4	1.8
Li	10.8	8.7	12.9	7.9	12.3	20.0	13.4	10.1	12.3
V	93.	31.	14.	20.	46.	20.0	32.	19.	25.
Cr	41.	8.	6.	11.	13.	5.	9.	8.	9.
Hg	.037	.014	.011	.022	0.024	.021	.016	0.012	.040
Au	0.1	0.1	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Ag	1.5	0.8	0.7	0.0	1.1	1.5	4.0	0.7	0.1
As	4.6	0.5	0.8	0.7	1.9	0.8	2.1	1.7	2.0
Ba	612.	391.	483.	405.	380.	60.	209.	293.	156.
Sr	60.	46.	16.	57.	36.	28.	19.	26.	29.
Cs	3.3	0.0	0.3	0.0	0.8	1.5	0.5	1.0	2.1
Rb	55.	41.	41.	44.0	48.	96.	70.	51.	76.
DIST. RAD. (m)	145	139	118	488	—	—	76	327	—

TROU	D-182	D-188	D-180	D-200	D-197	D-114	D-112	RCONT	D-190
ROCHE	R	R	R	R	R	R	R	--	CON

## ELEMENTS MINEURS

Cu	64.	67.	70.	463.	94.	932.	61.	460.	1283.
Zn	1403.	155.	1164.	1496.	726.	11238.	145.	1620.	934.
Mn	814.	1015.	615.	1101.	1374.	11589.	1054.	1105.	666.
Co	34.	38.	40.	35.	93.	34.	48.	36.	32.
Pb	5.	16.	24.	219.	20.	25.	3.	55.	2.
Cd	5.	0.0	3.	2.	1.	2.	0.0	4.	1.
Mo	0.4	0.0	0.0	0.0	0.9	0.0	0.3	0.2	0.7
Li	11.1	11.5	14.7	12.8	10.6	116.3	7.7	12.0	11.5
V	42.	27.	33.	55.	137.	32.	55.	67.	46.
Cr	11.	8.	15.	27.	22.	7.	15.	16.	9.
Hg	0.012	.017	.022	.022	.061	.018	0.23	0.15	0.015
Au	0.0	0.1	0.1	0.1	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Ag	0.2	0.9	0.7	2.9	0.9	0.5	0.2	1.3	0.9
As	0.9	1.0	5.8	2.2	1.6	0.8	1.2	2.0	2.4
Ba	218.	276.	390.	664.	537.	737.	351.	524.	155.
Sr	28.	44.	28.	31.	56.	12.	89.	32.	27.
Cs	0.6	0.0	1.7	0.0	0.7	0.9	0.3	0.7	0.3
Rb	47.0	32.	40.	51.	0.33	40.	24.	52.	86.
DIST. RAD. (m)	182	291	242	145	139	118	488	—	76

TROU	D-116	D-182	D-188	D-180	D-200	D-197	D-114	D-112
ROCHE	CON	CON	CON	CON	CON	CON	CON	CON

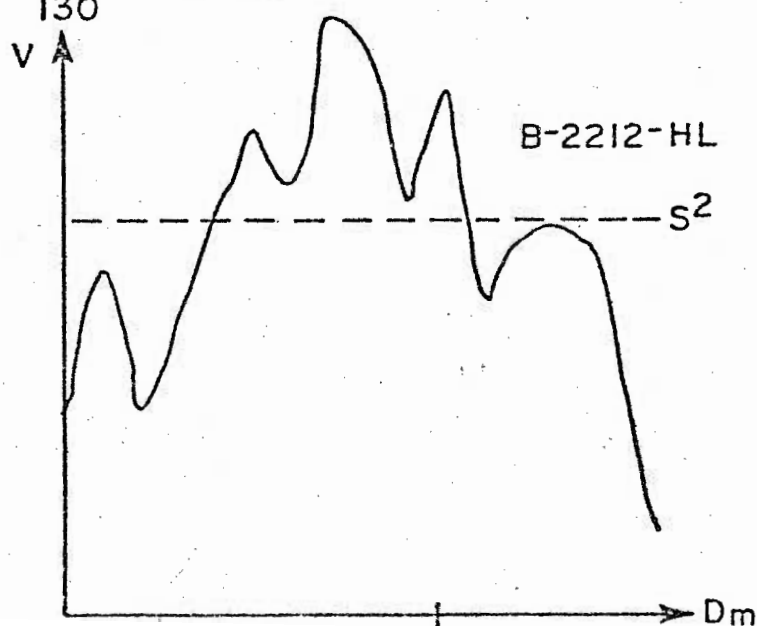
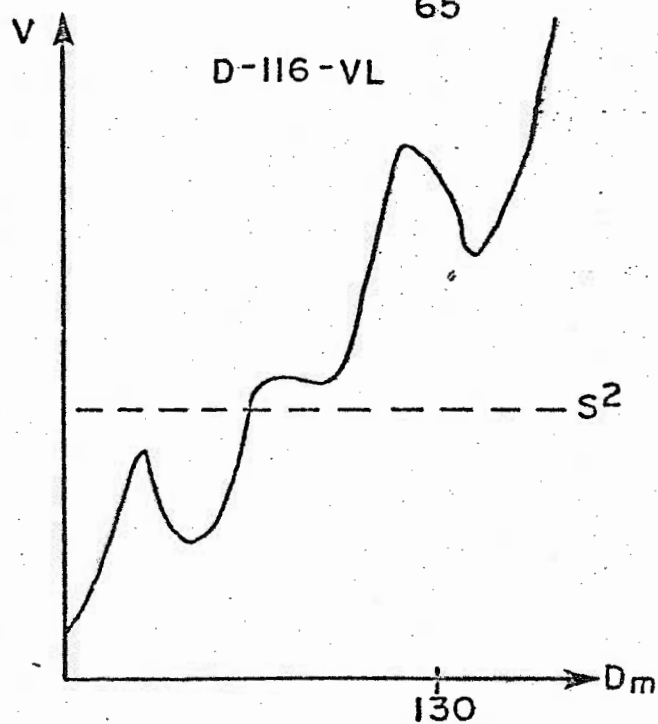
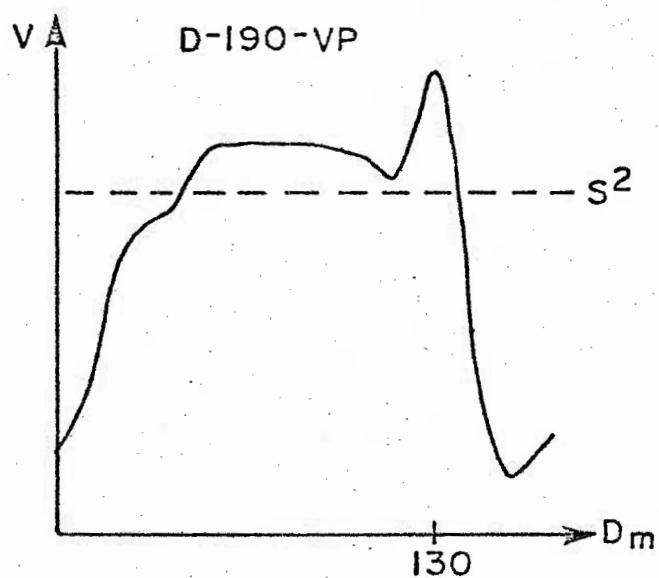
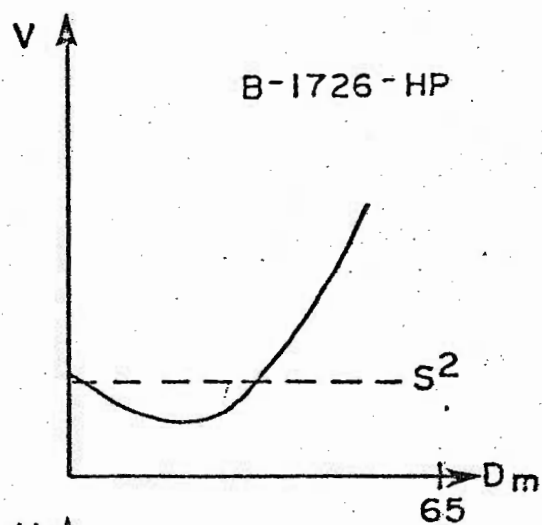
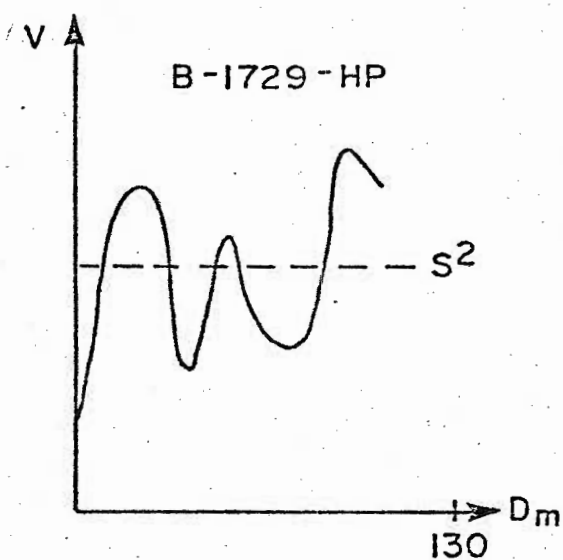
## ELEMENTS MINEURS

Cu	337.	155.	54.	77.	555.	182.	1264.	139.
Zn	278.	5270.	219.	2299.	3171.	576.	2038.	166.
Mn	590.	956.	1690.	225.	929.	1576.	2358.	836.
Co	30.	30.	39.	40.	33.	33.	35.	53.
Pb	4.	16.	39.	23.	336.	7.	25.	6.
Cd	1.	18.	0.0	7.	5.	0.0	4.	0.0
Mo	1.4	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Li	9.8	11.0	12.4	13.3	12.0	12.9	18.2	8.7
V	15.	38.	46.	41.	49.	219.	64.	63.
Cr	9.	10.	8.	8.	30.	34.	8.	20.
Hg	.005	.013	.016	0.027	.016	.007	0.020	.024
Au	0.0	0.0	0.0	0.0	0.2	0.0	0.0	0.0
Ag	0.8	0.6	2.1	0.4	5.0	0.4	0.6	0.4
As	3.0	2.0	1.5	3.3	1.4	1.4	1.1	2.6
Ba	188.	213.	480.	325.	1053.	469.	1304.	446.
Sr	14.	11.	33.	27.	19.	52.	12.	82.
Cs	0.4	1.7	0.0	1.3	0.0	0.7	1.7	0.7
Rb	52.	54.	39.	49.	70.	31.	43.	39.
DIST. RAD. (m)	327	182	291	242	145	139	118	488

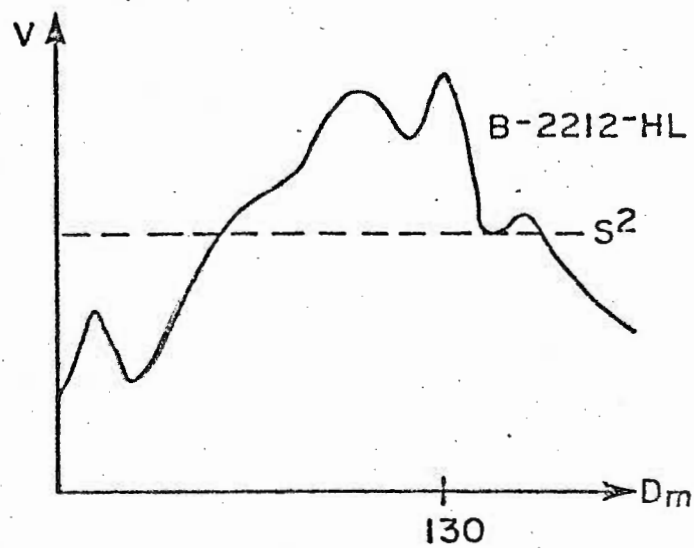
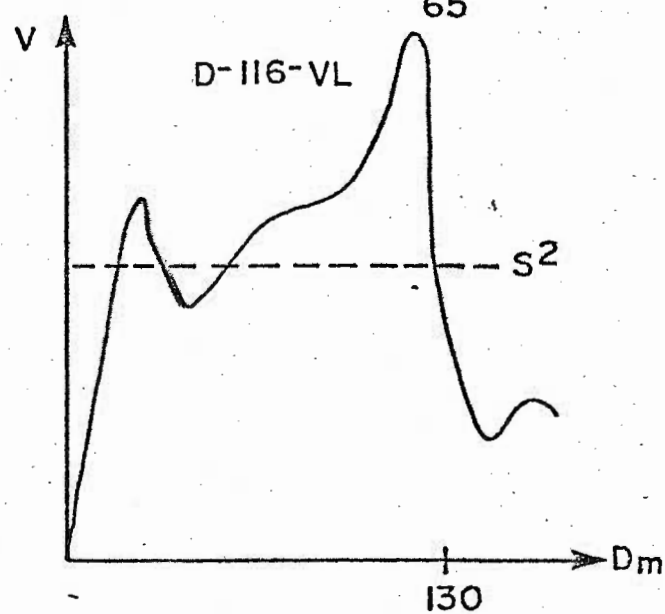
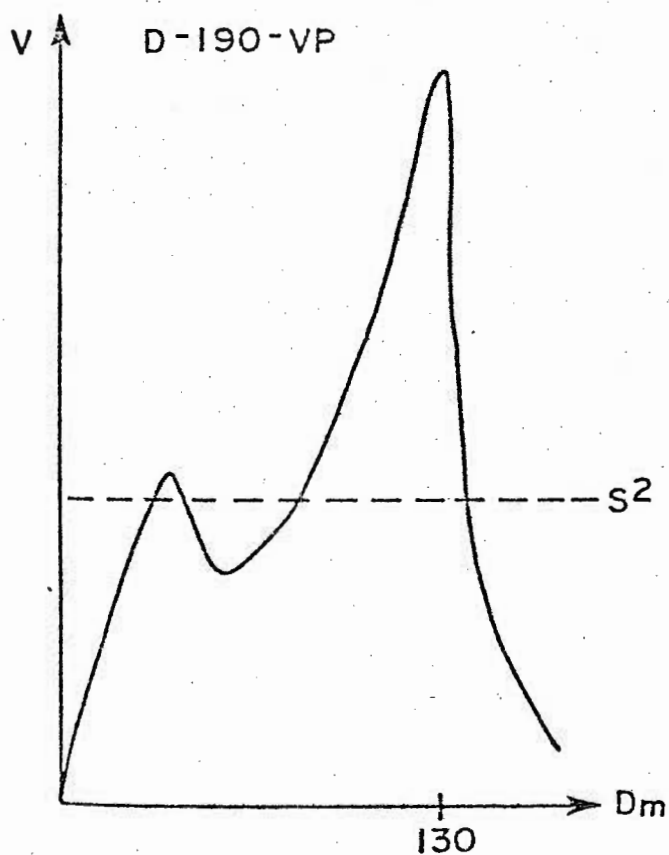
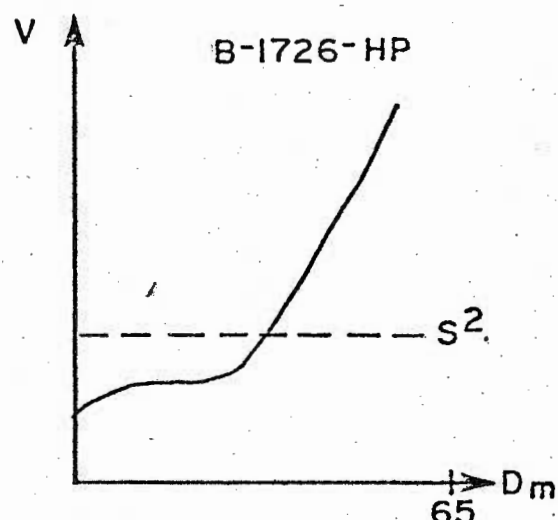
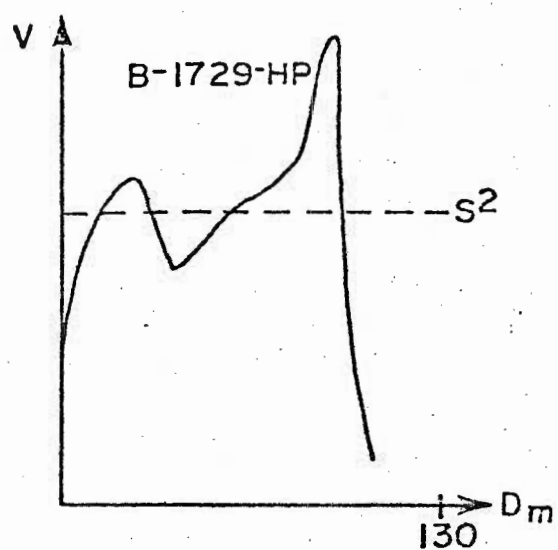


## APPENDICE VII

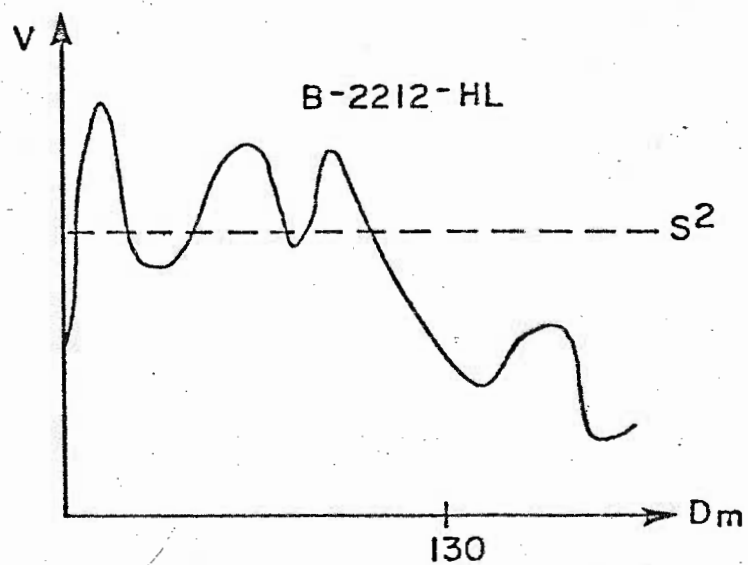
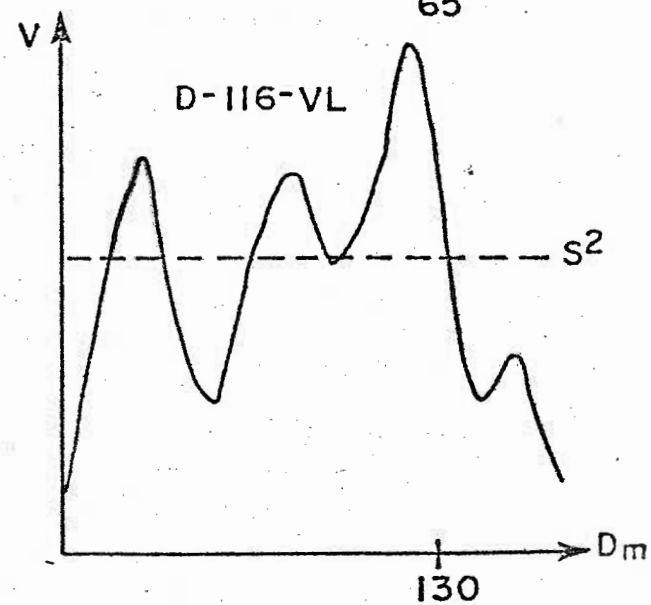
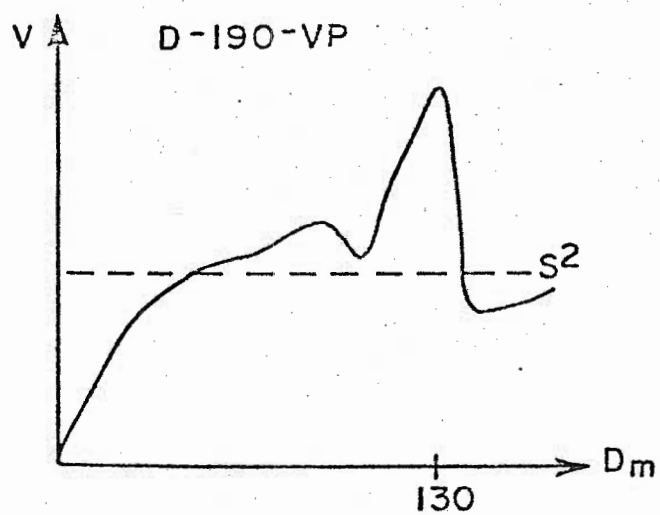
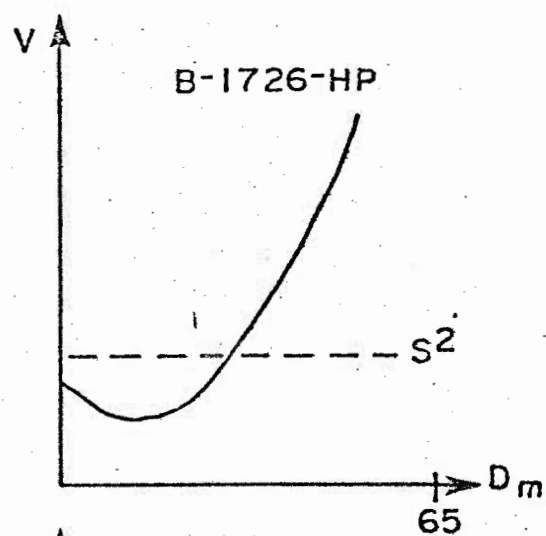
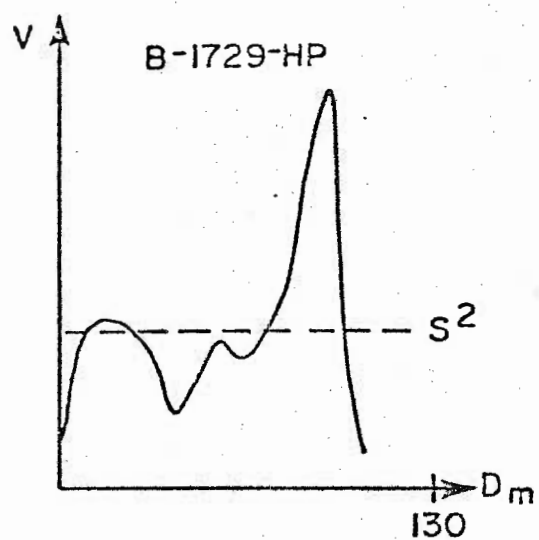
### VARIOGRAMMES UTILISES

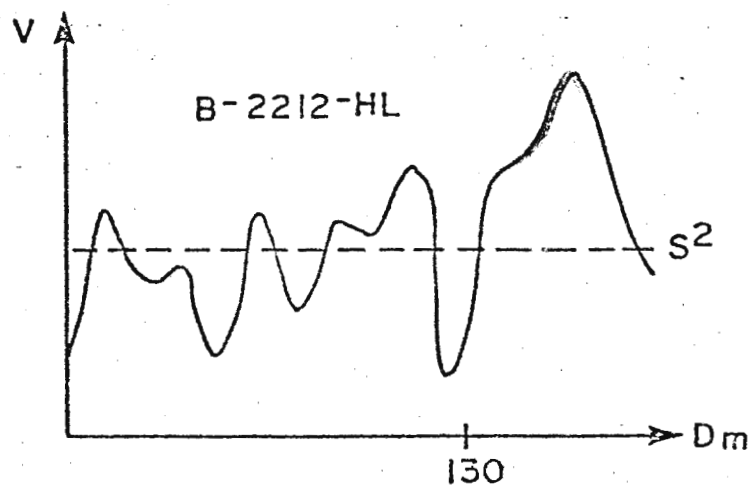
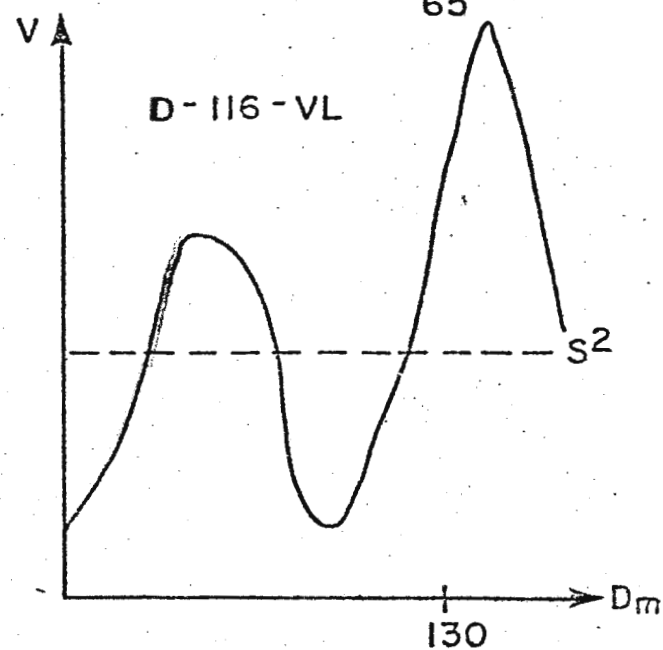
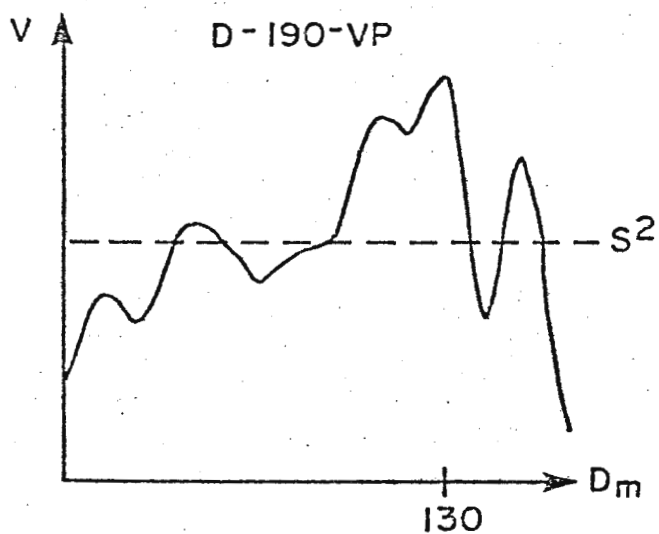
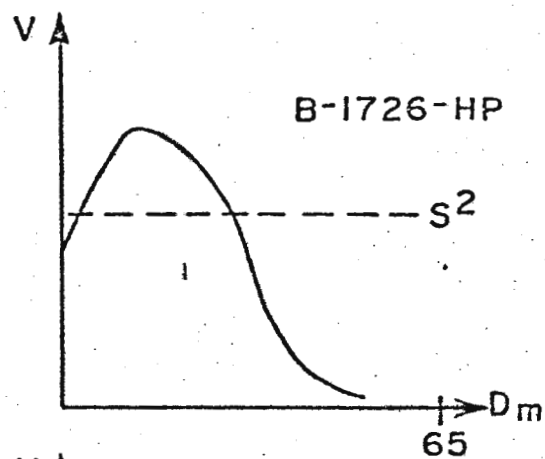
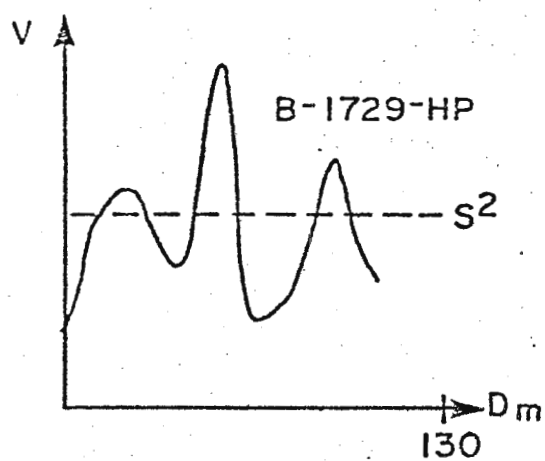


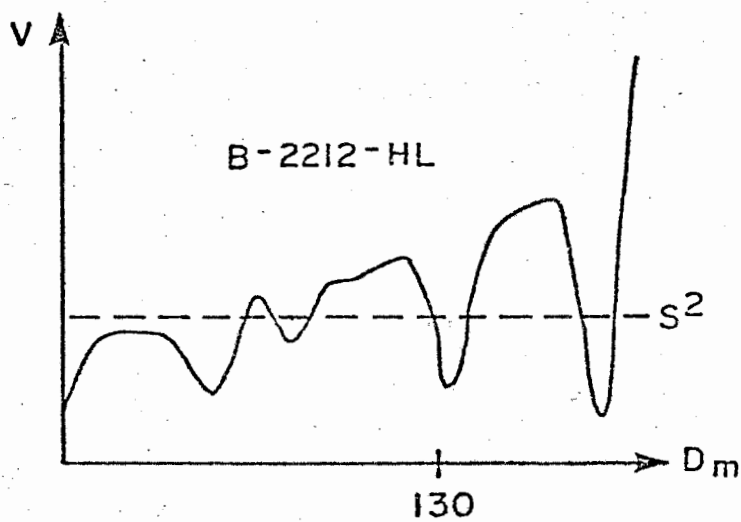
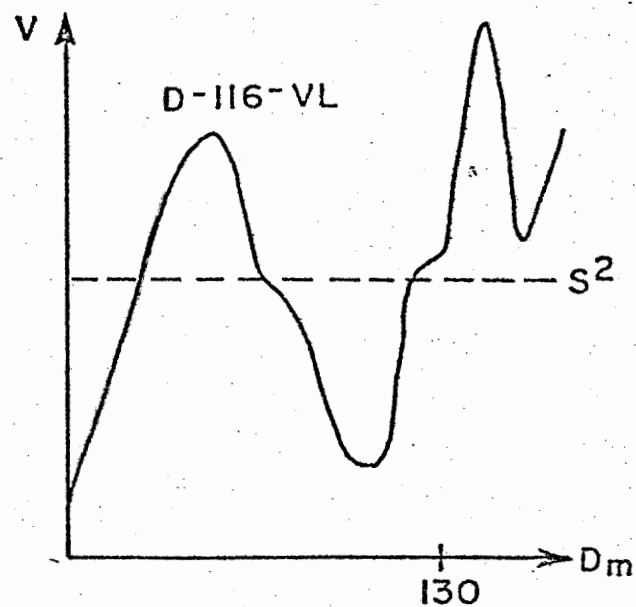
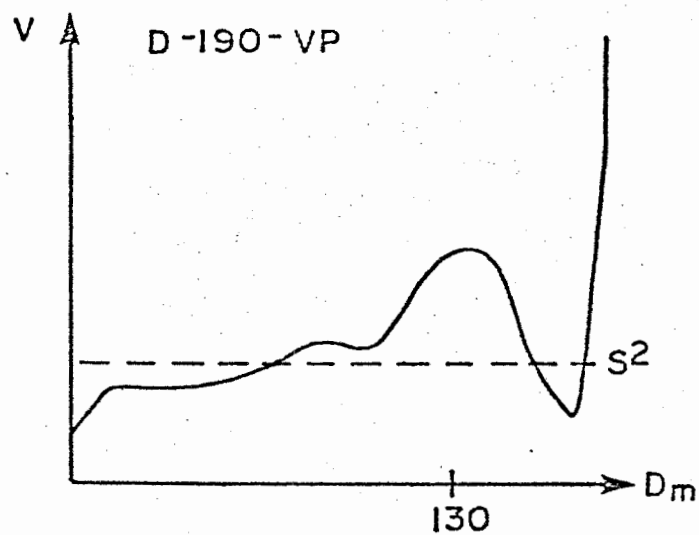
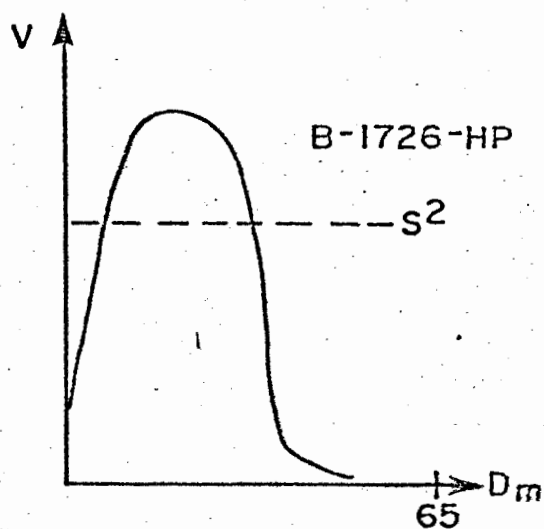
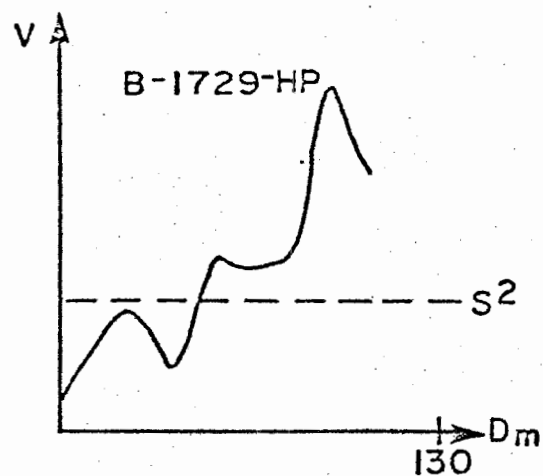
## FeO

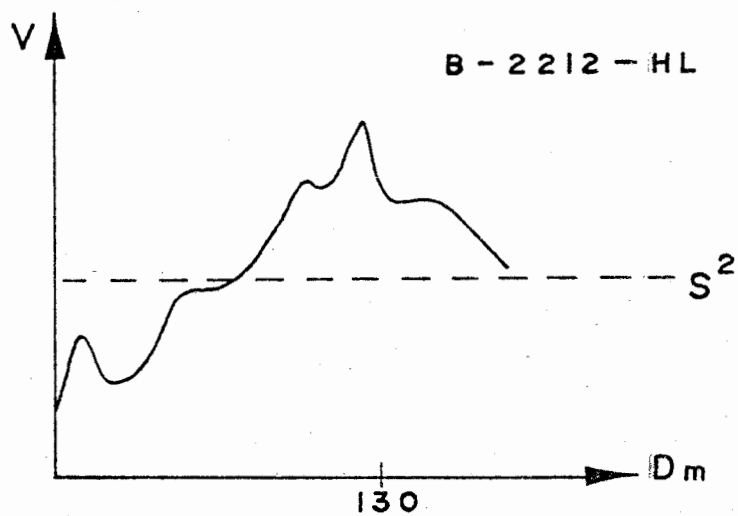
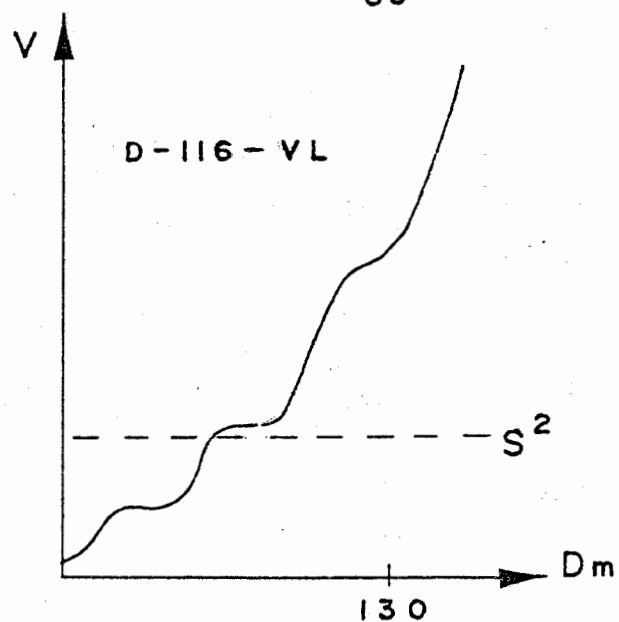
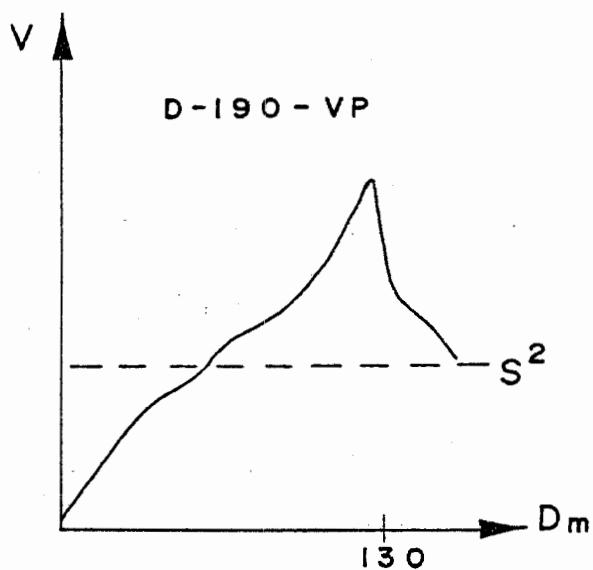
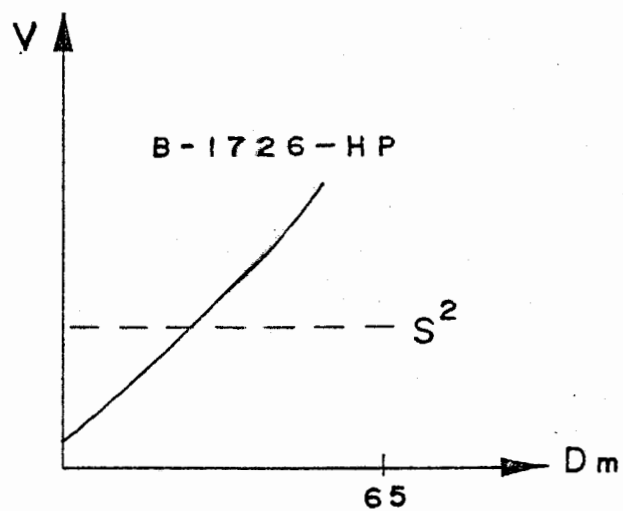
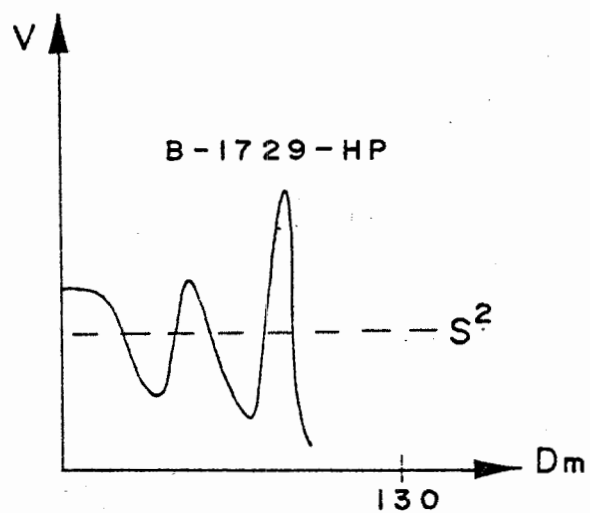


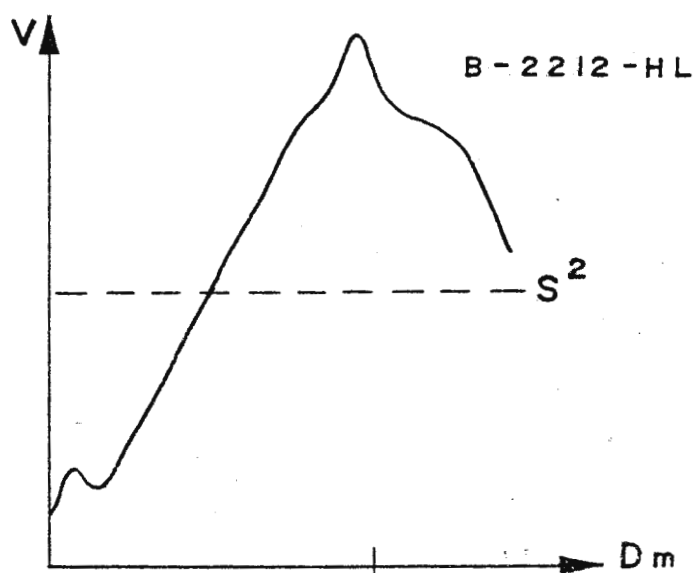
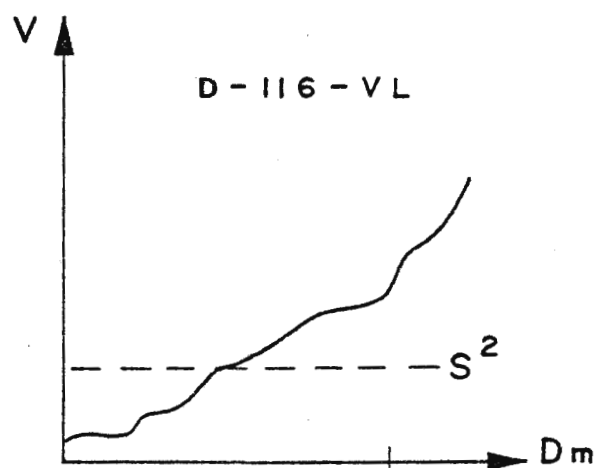
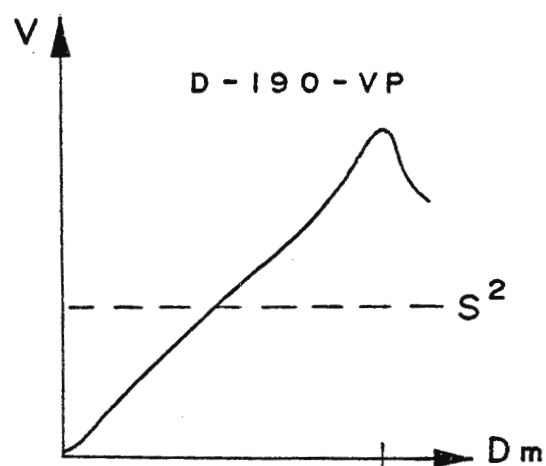
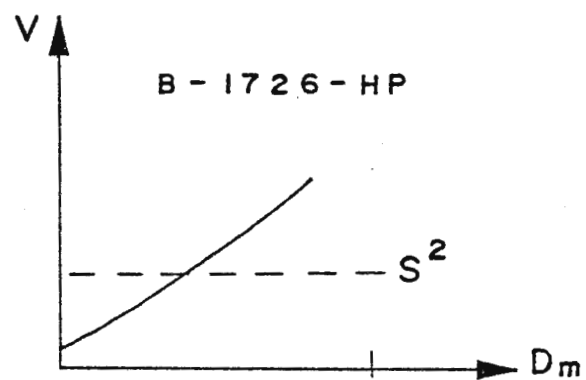
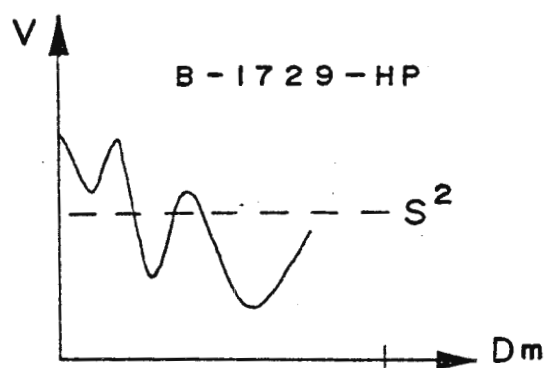
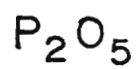
## MgO



$K_2O$ 

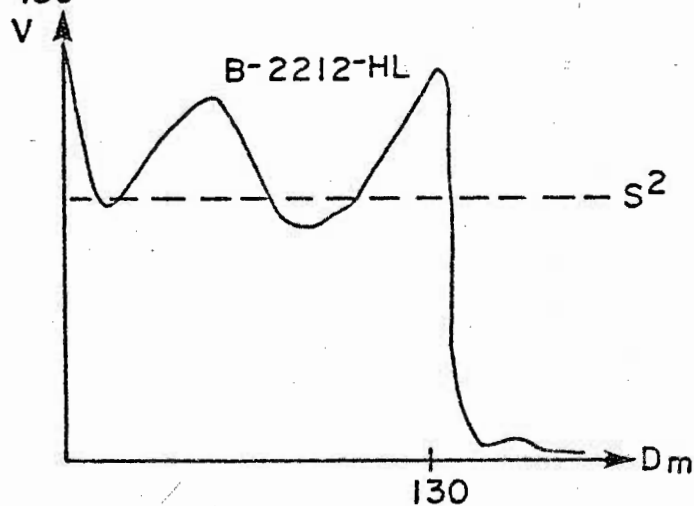
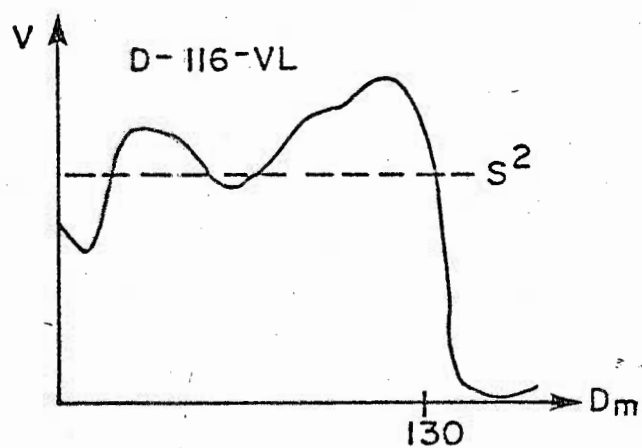
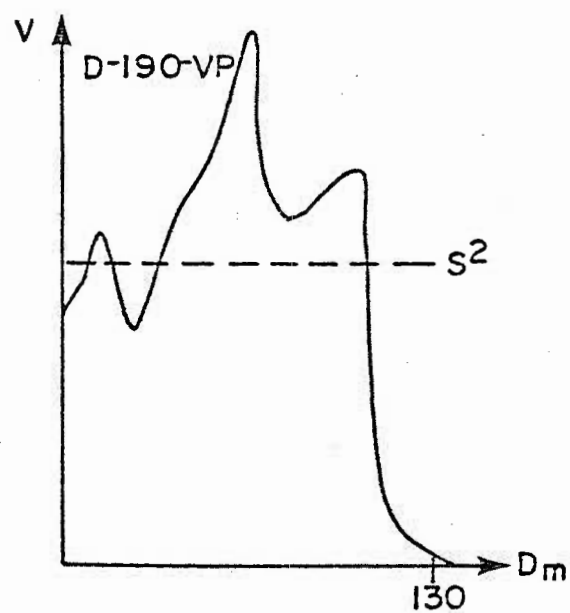
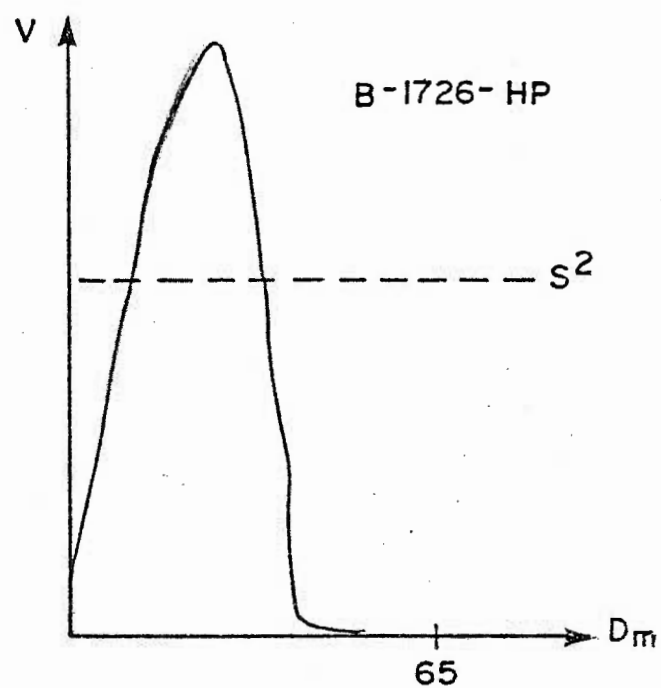
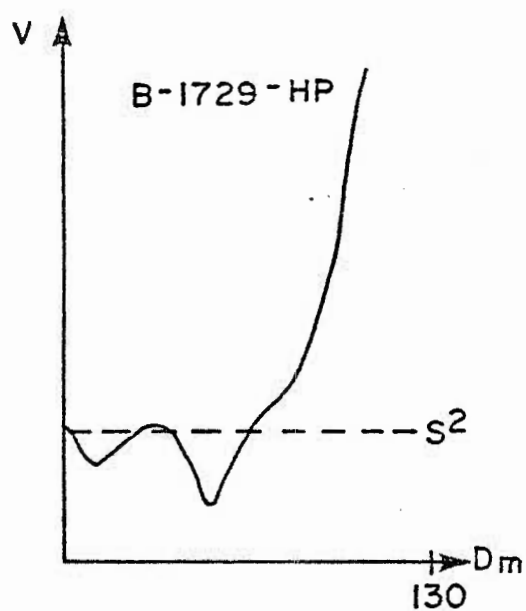
$\text{Na}_2\text{O}$ 

$\text{TiO}_2$ 

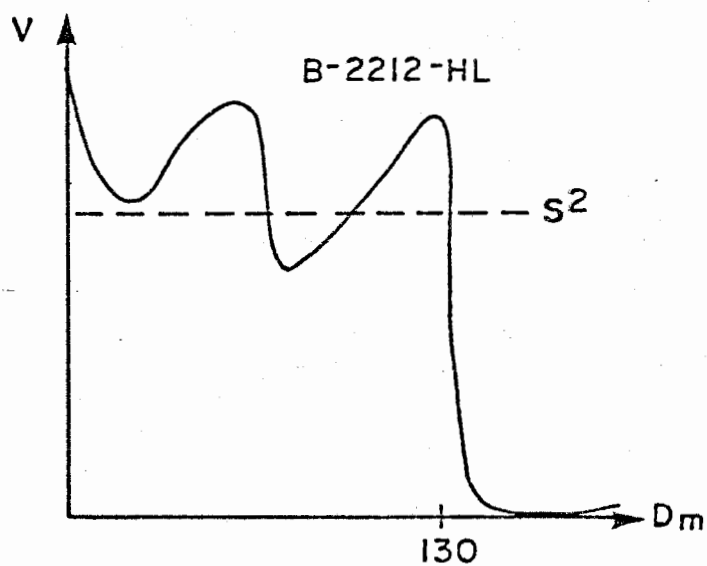
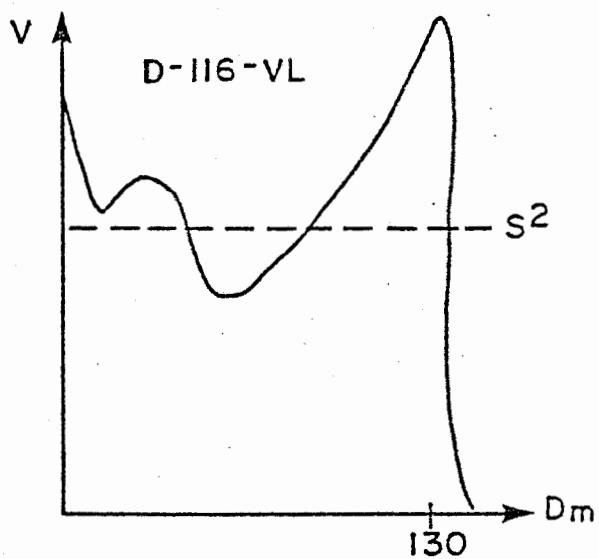
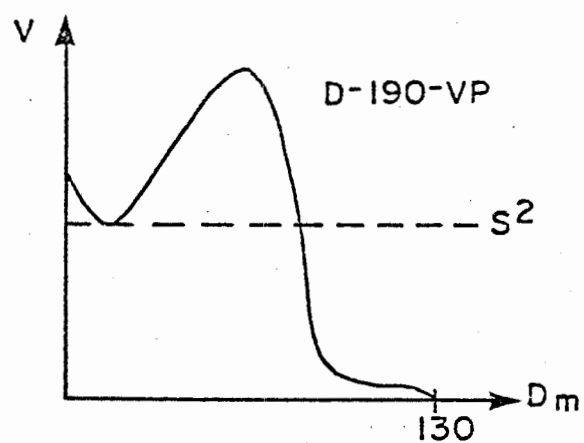
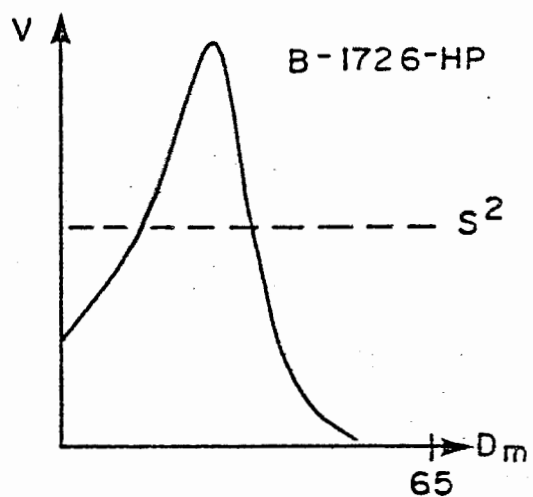
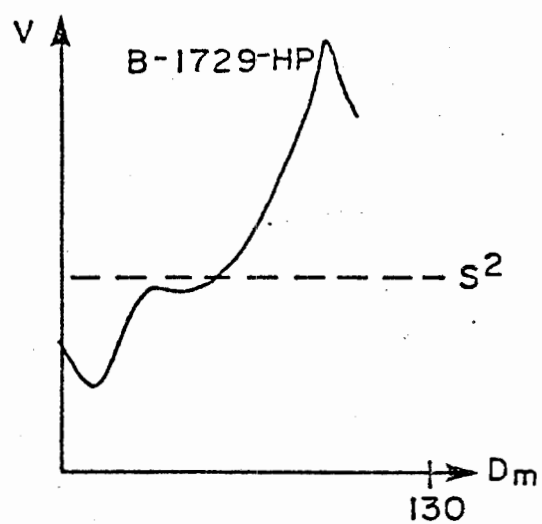




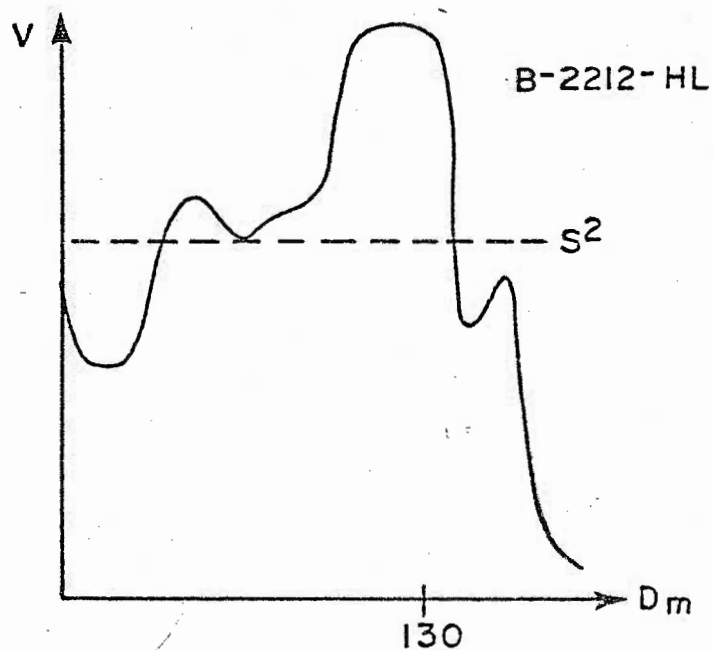
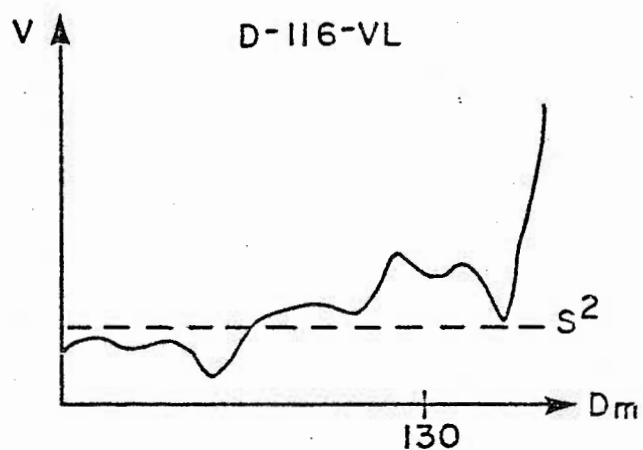
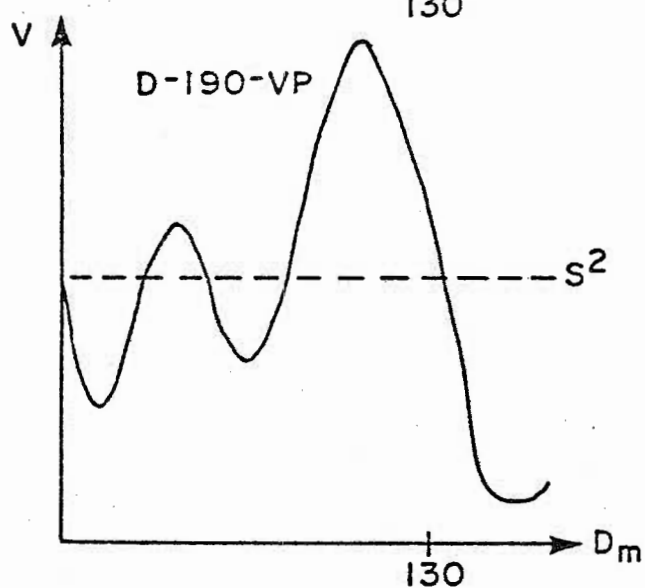
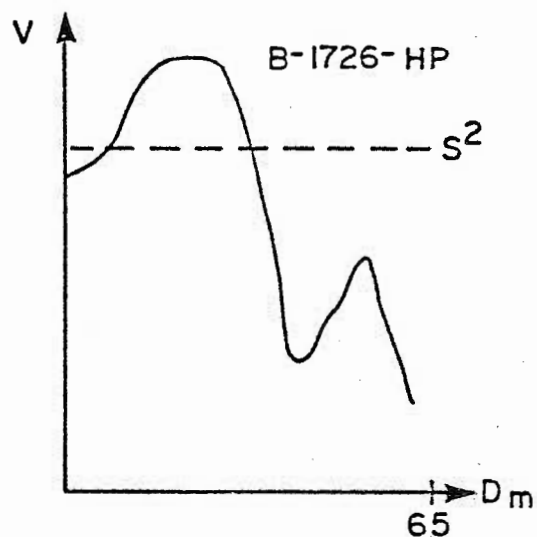
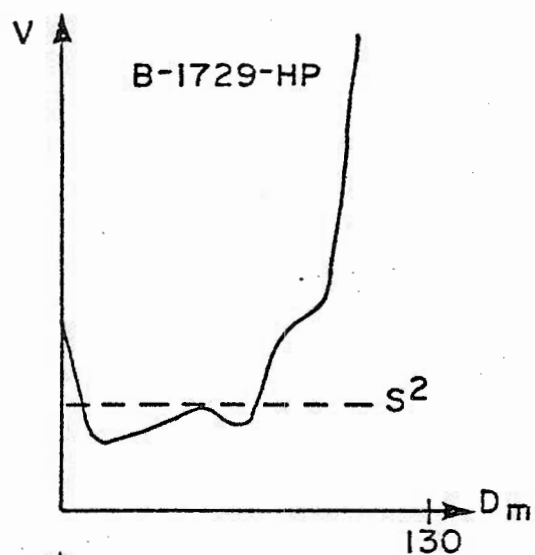
CU

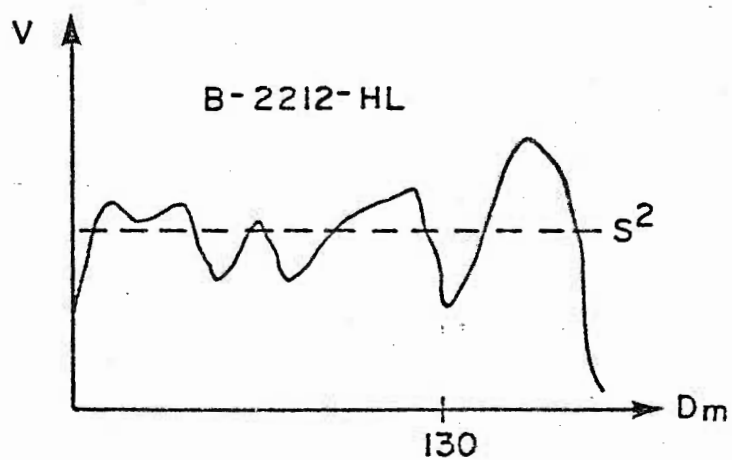
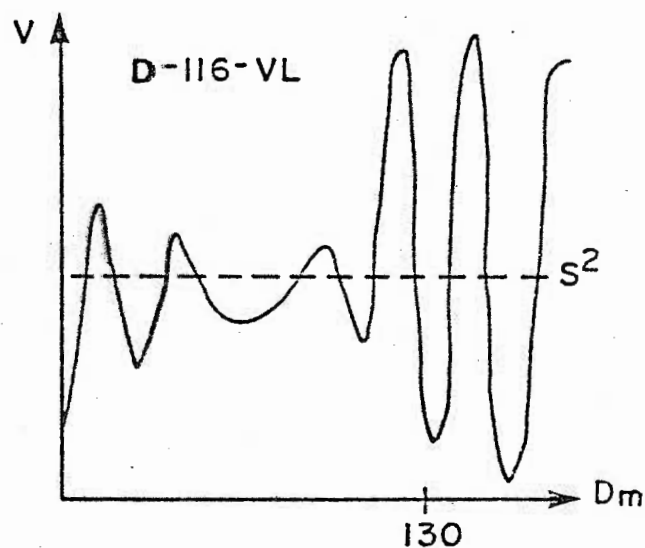
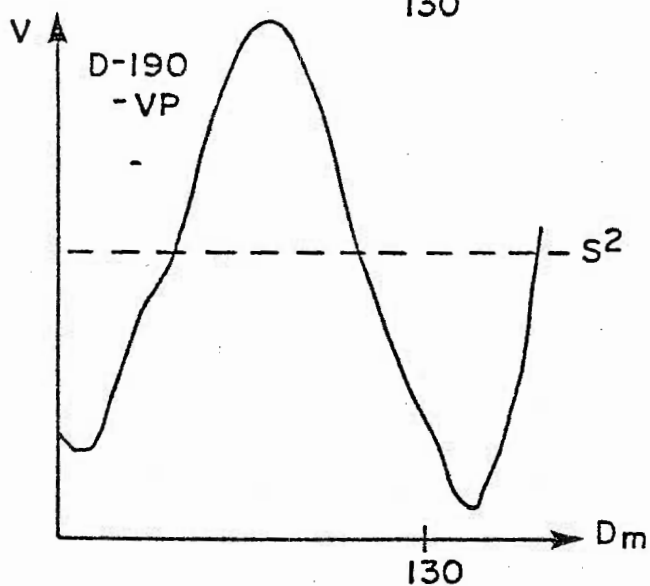
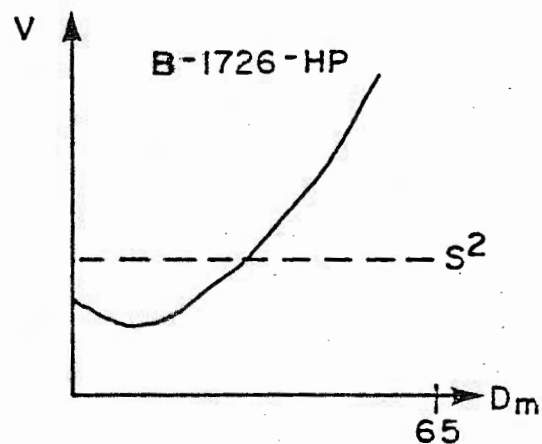
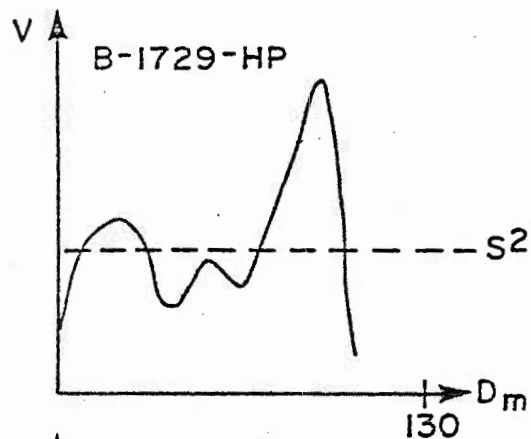


ZN

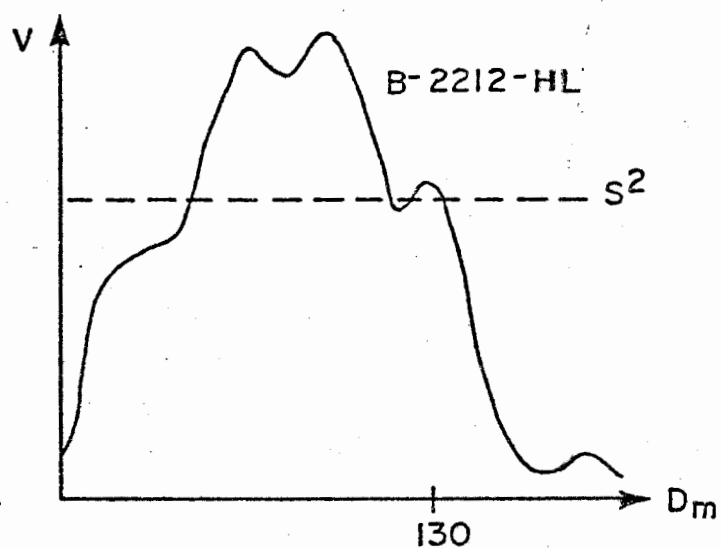
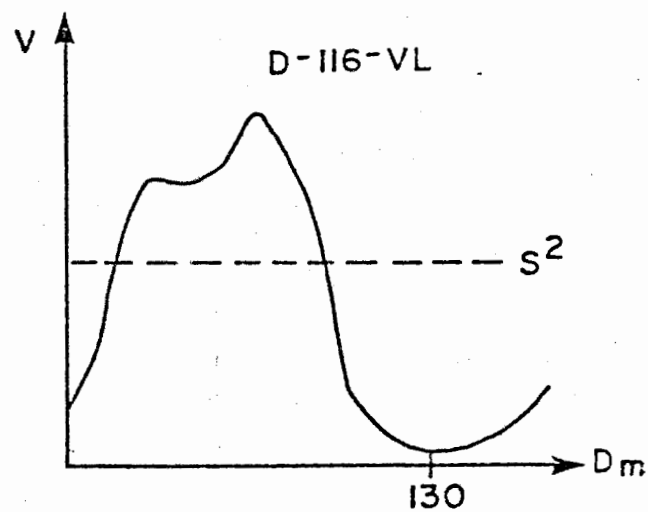
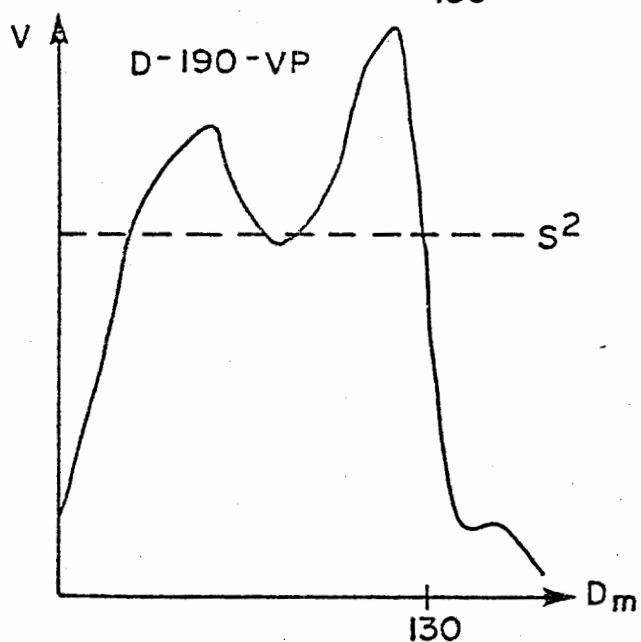
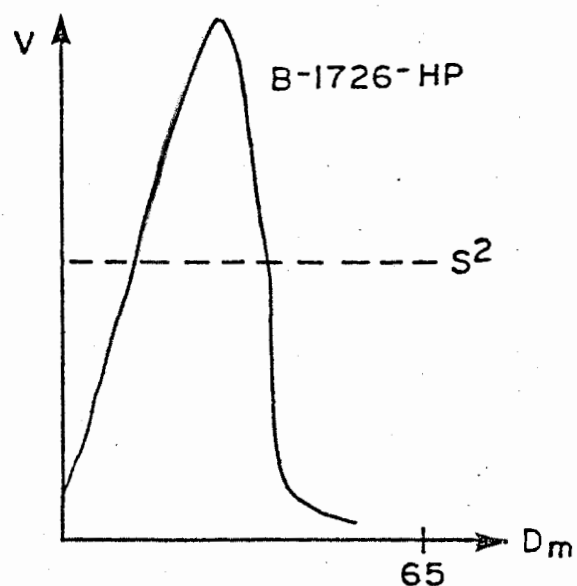
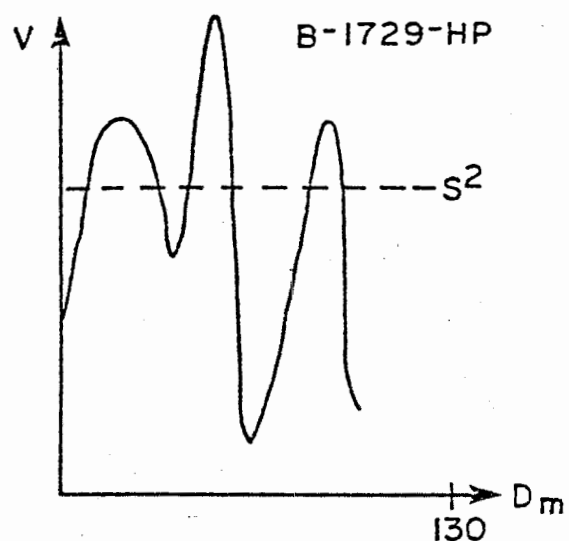


CO

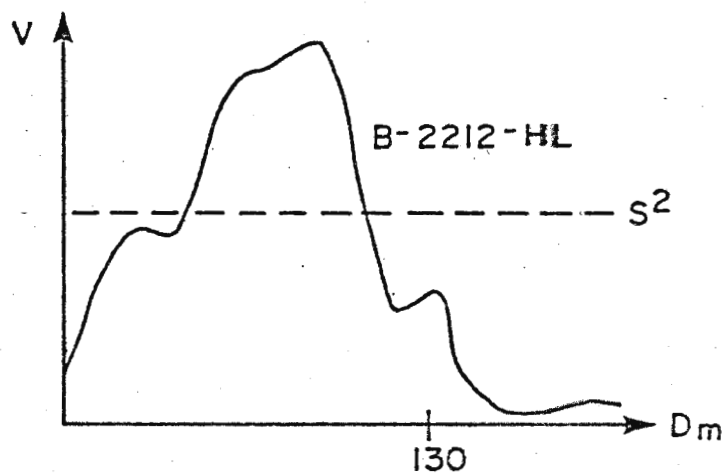
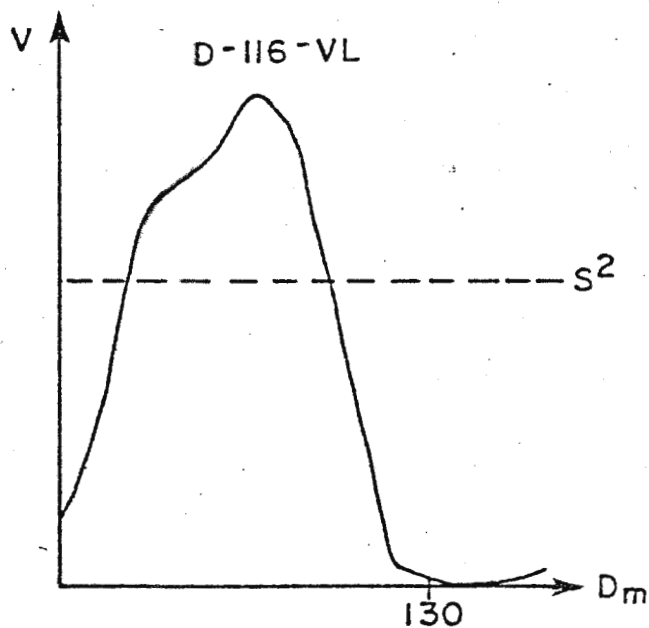
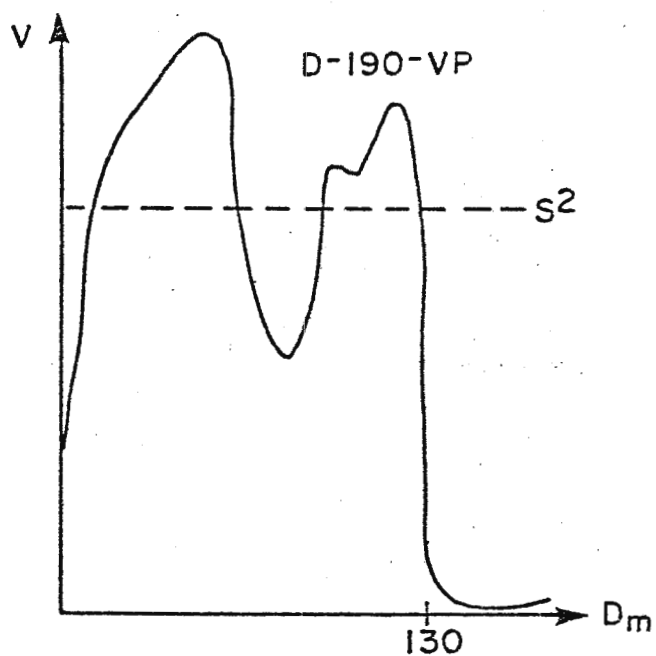
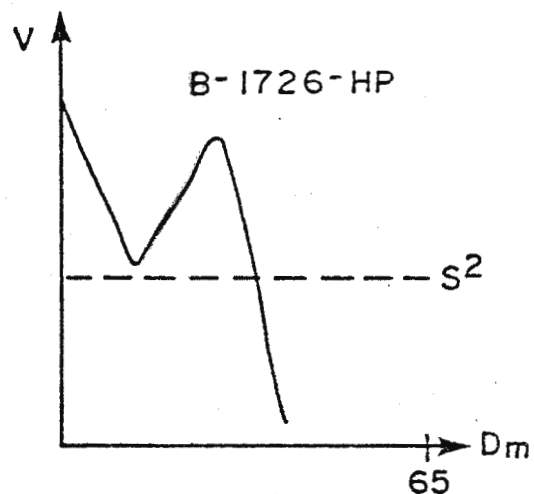
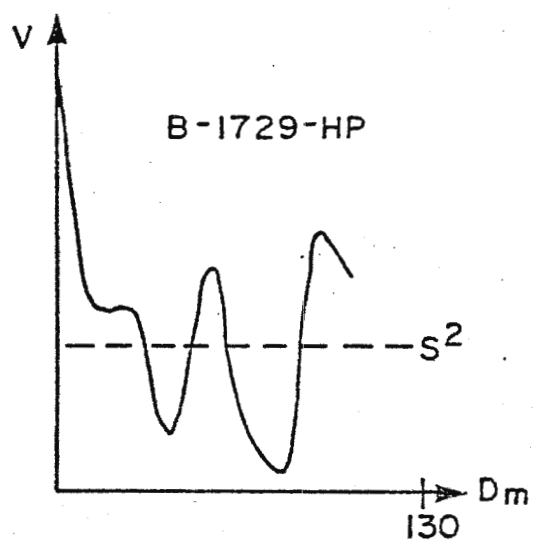




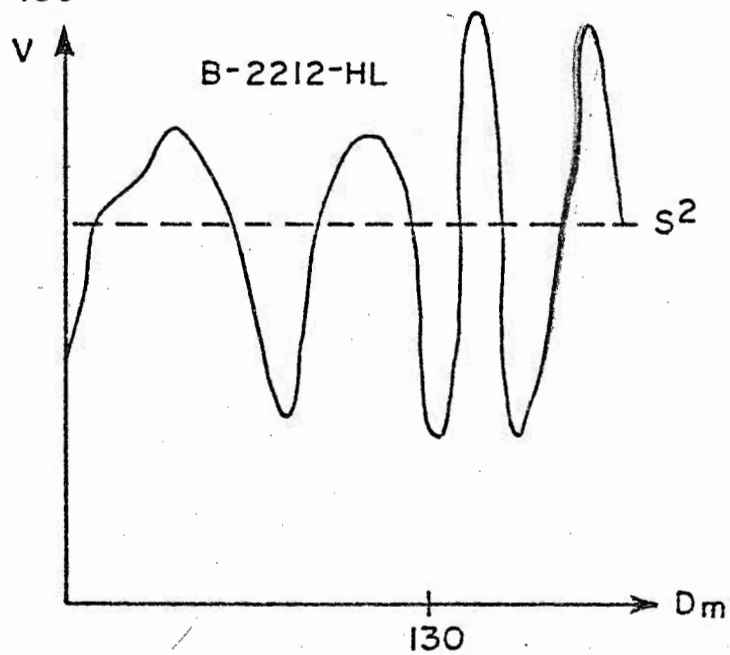
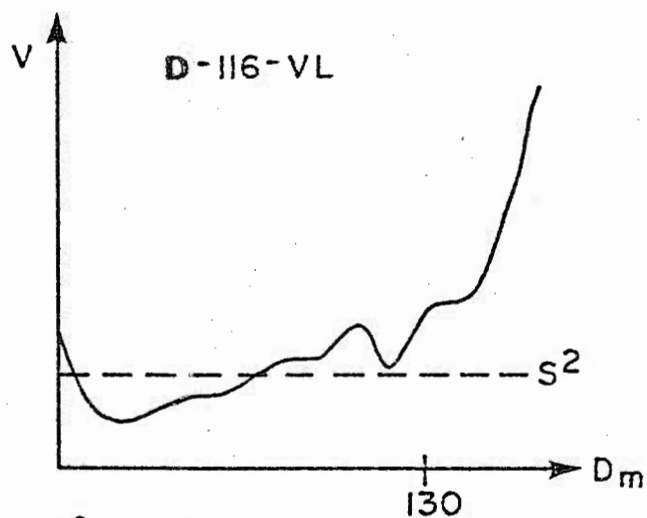
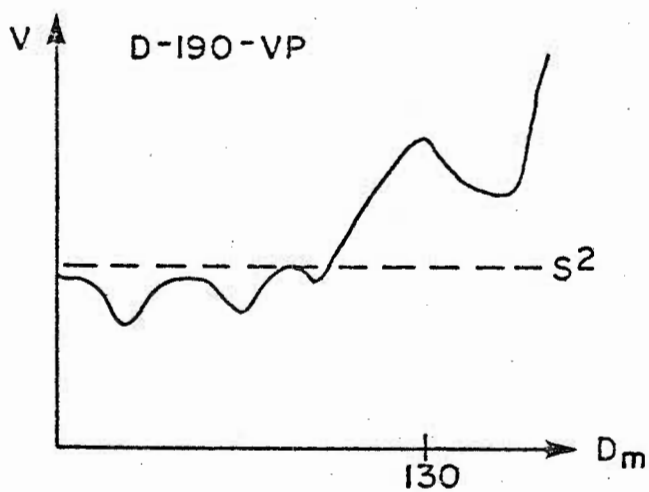
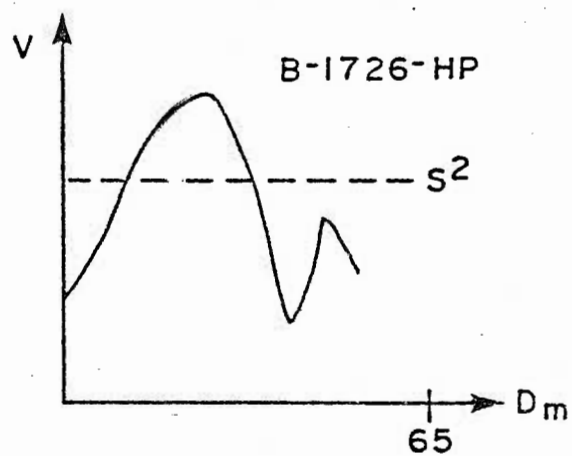
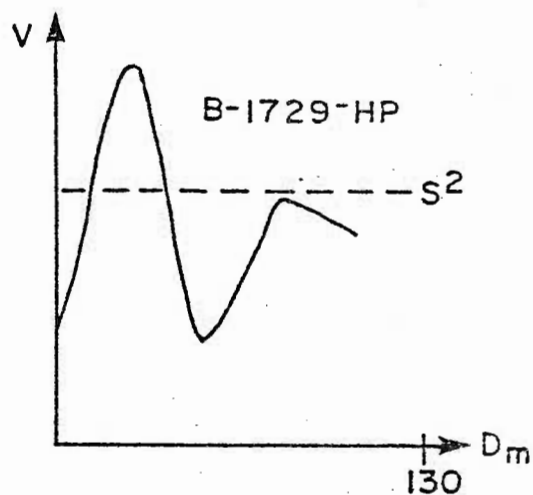
V



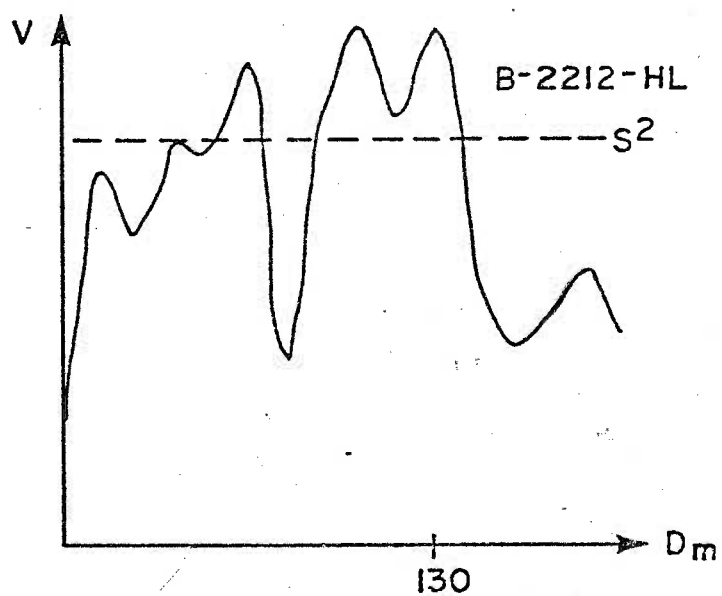
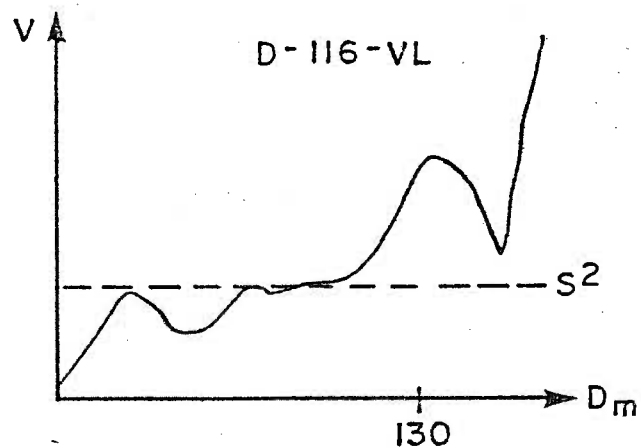
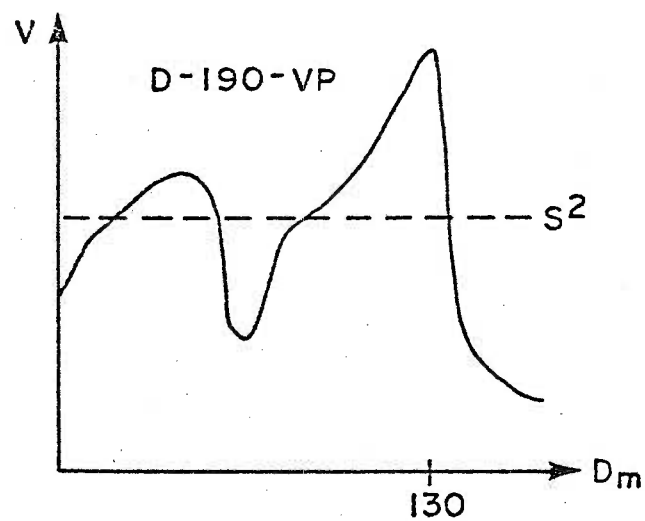
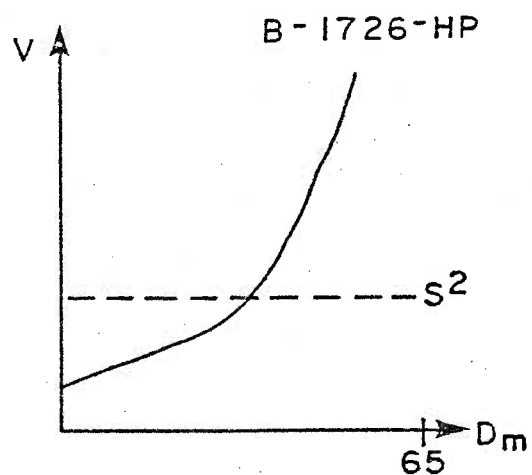
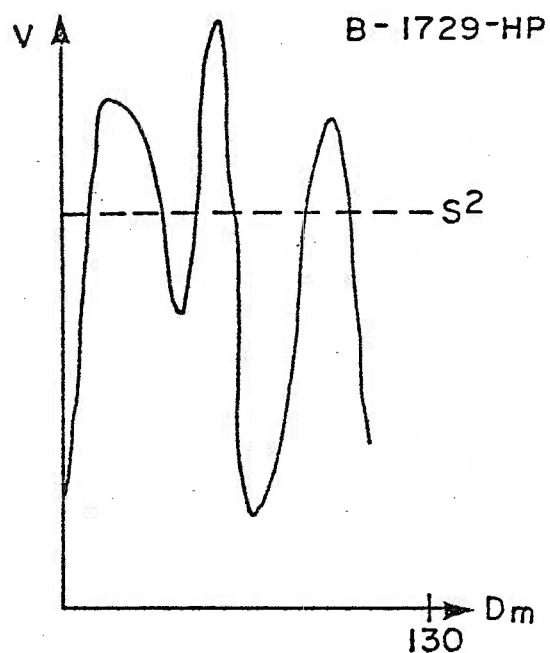
CR



BA

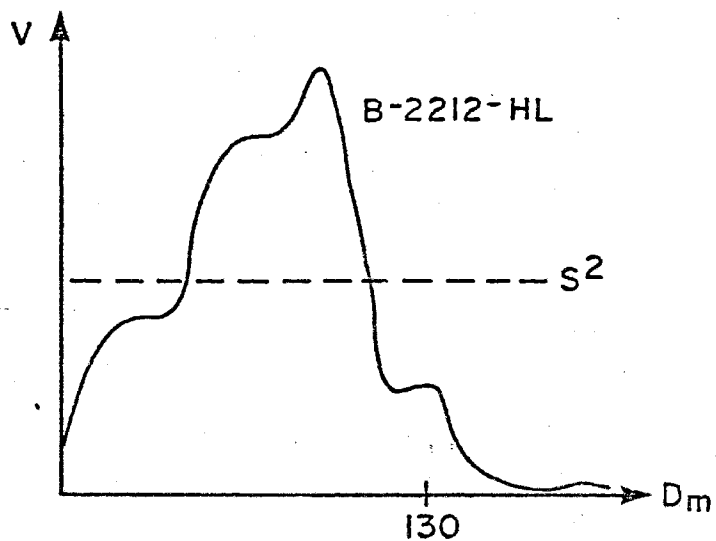
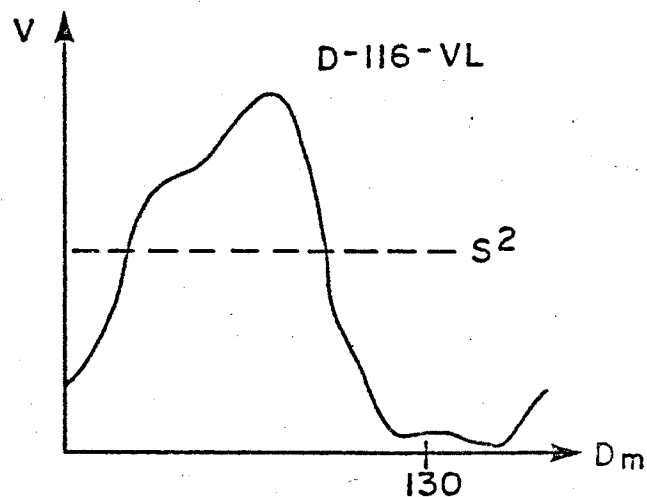
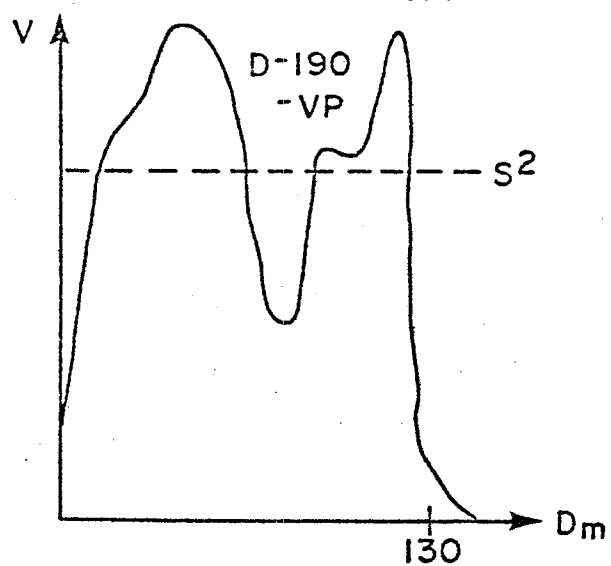
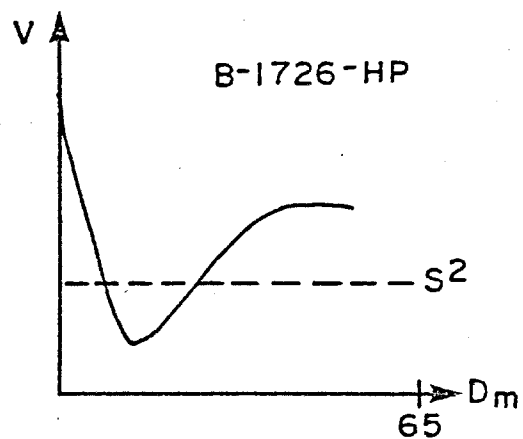
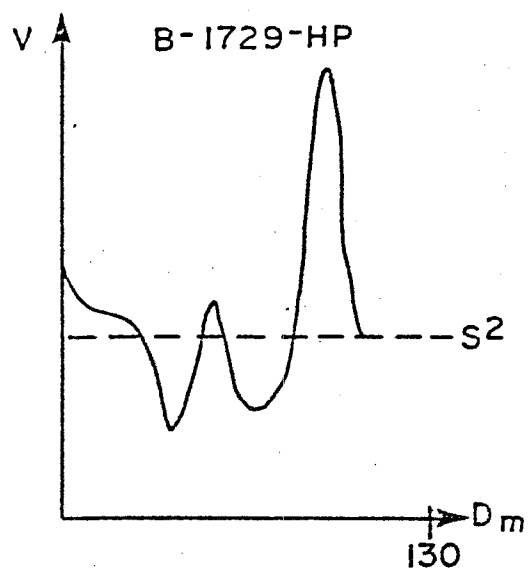


SR

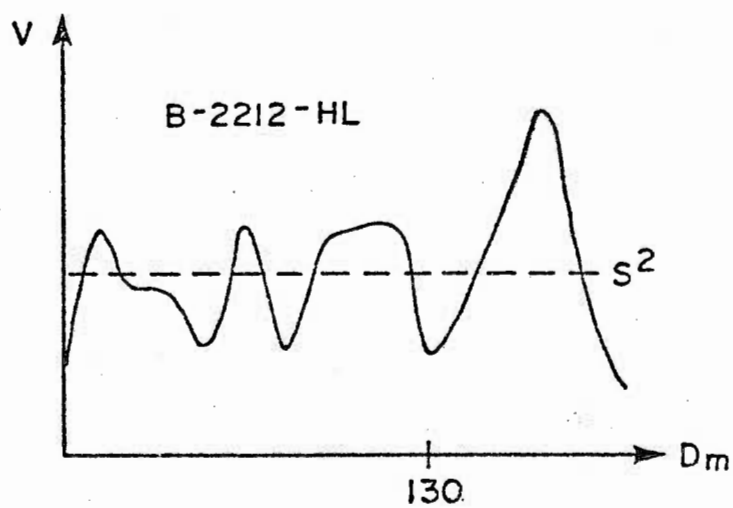
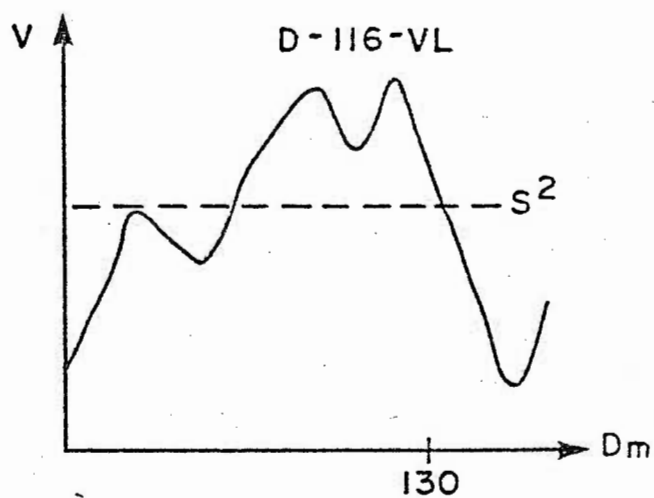
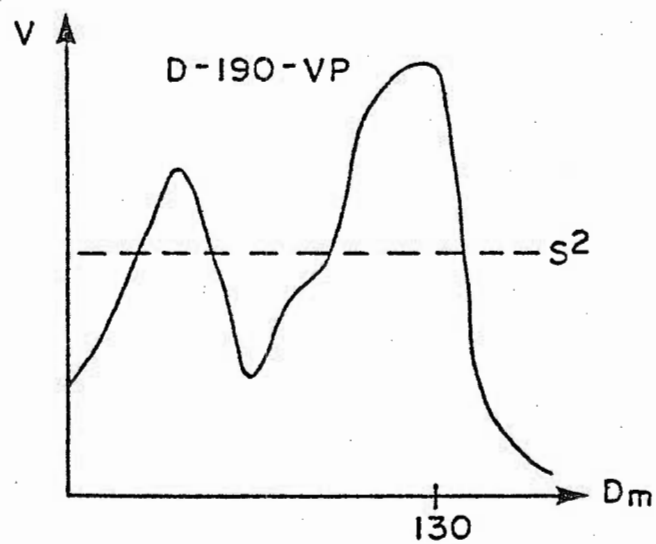
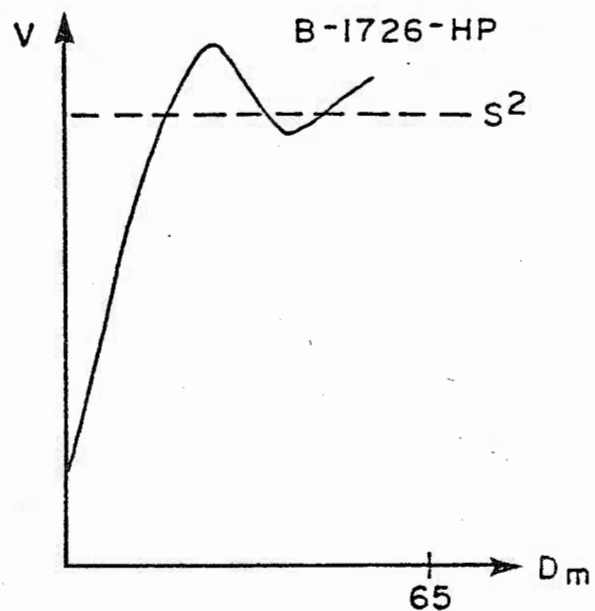
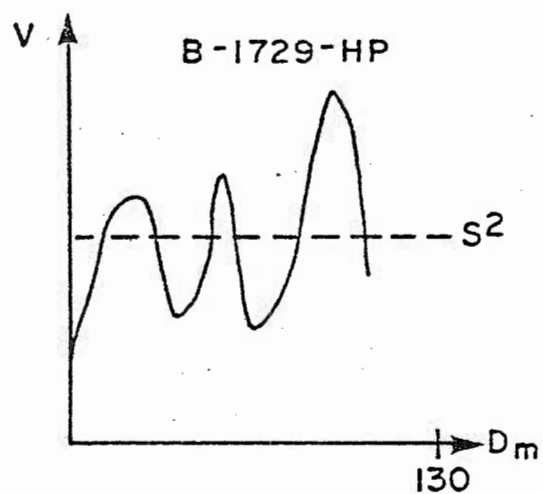




CS



RB



APPENDICE VIII

BIBLIOGRAPHIE

GEOCHIMIE ET GEOSTATISTIQUE

GISEMENTS VOLCANOGENES

## BIBLIOGRAPHIE

### GEOCHIMIE ET GEOSTATISTIQUE

#### GISEMENTS VOLCANOGENES

- ABE, H. et AOBI, M., (1975), Experiments on the hydrothermal alteration of mordenite rocks in sodium carbonate solution, with references to analcimization around Kuroko deposits., Economic Geology, volume 70, pages 770-780.
- AGTERBERG, F.P., (1972), Geomathematical evaluation of copper and zinc potential of the Abitibi area, Ontario and Quebec., Geological Survey of Canada, Paper 71-41, 55 pages.
- ALSAC, C., LAMARCHE, R. et LATULIPPE, M., (1970), Etude des caractères magmatiques des formations volcaniques des régions de Val d'Or et Weedon - Thetford., Rapport 70 RME 031, Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Paris.
- ALSAC, C., (1971), Essai d'appréciation sur l'utilisation des caractères magmatiques comme guide de prospection des formations volcaniques., Bulletin du Bureau de Recherches Géologiques et Minières, section II, numéro 6, pages 95-130.
- AMSTUTZ, G.C., (1962), Massive sulphide deposits: origin and genesis., Canadian Mining Journal, volume 83, numéro 12, pages 42-48.
- AMSTUTZ, G.C., (1968), Les laves spilitiques et leurs gîtes minéraux., Geologie Rundschau, volume 57, numéro 3, pages 936-954.
- ANDERSON, C.A., (1969), Massive sulphide deposits and volcanism., Bulletin of the Society of Economic Geologists, volume 64, numéro 2, pages 129-146.
- ANDREWS, P., MAXHAM, P.L., RAMAL, K. et WILSON, H.D.B., (1965), Archean volcanism in the Canadian Shield., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 2, numéro 3, pages 161-175.
- ARMANGOT, J., (1971), Quelques aspects géologiques régionaux de la distribution des gisements de pyrite et des autres minéralisations associées dans la province de Huelva., dans Colloque sur les minéralisations sulfurées stratiformes liées au volcanisme (5-6 octobre 1970)., Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, Section 2, numéro 6, pages 3-4.

- ARMBRUST, G.A., ARIAS, J., LAHSEN, A. et TRUJILLO, P., (1974), Geochemistry of the hydrothermal alteration at the El Tatio geothermal field, Chile., International Association of Volcanology and Chemistry of the Earth's interior, Rome, Italia, pages 529-541.
- AUBREY, K.V., (1954), Frequency-distribution of the concentrations of elements in rocks., Nature, volume 174, pages 141-142.
- AUBREY, K.V., (1956), Frequency-distributions of elements in igneous rocks., Geochimica and Cosmochimica Acta, volume 9, numéro 1, pages 83-90.
- BARAGAR, W.R.A., (1967), Geochemistry of Noranda, Quebec, volcanic rocks., Canadian Mineralogist, volume 9, part 2, pages 283-284.
- BARAGAR, W.R.A. et GOODWYNN, A.M., (1969), Andesites and Archean volcanism of the Canadian Shield., Oregon Department of Geology and Mineral Industry, Bulletin 65, pages 121-141.
- BARBIER, J., DELFOUR, J. et WILHELM, E., (1975), Caractéristiques géochimiques des volcanites associées aux amas pyriteux d'Arabie Séoudite., Bureau de Recherches Géologiques et minières, Bulletin, série 2, numéro 1, page 49.
- BARNES, H.L. et CZAMANSKE, G.K., (1967), Solubilities and transport of ore minerals., cité dans Barnes, H.L., ed., Geochemistry of hydrothermal ore deposits, New-York, Holt, Rinehart and Winston, pages 334-381.
- BARTH, T.F.W., (1966), Theoretical petrology., John Wiley and Sons, New-York, 416 pages.
- BATEMAN, A.M., (1950), Economic mineral deposits (2nd edition)., New-York, Wiley, 916 pages.
- BESWICK, A.E., SOUCIE, G. et TRENDALL, A.F., (1978), A correction procedure for metasomatism in an Archean greenstone belt., Precambrian Research, volume 6, numéro 2, pages 235-248.
- BIRNIE, R.W. et HALL, J.M., (1974), The geochemistry of El Misti volcano, Peru, fumarolles., Bulletin Volcanologique, volume 38, numéro 1, pages 1-15.
- BOLDY, J., (1968), Geological observations on Delbridge massive sulphide deposit., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 61, pages 1045-1054.
- BOLVIKEN, B., (1971), A statistical approach to the problem of interpretation in geochemical prospecting., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Special volume 11, pages 564-567.

- BONIWELL, J.B., (1964), Discovery and exploration of Poirier ore deposit., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 59, numéro 629, pages 945-952.
- BOYLE, R.W., (1969), Elemental associations in mineral deposits and indicator elements of interest in geochemical prospecting., Geological Survey of Canada, Paper 68-58, 45 pages.
- BROWN, B.W., (1964), Statistical case study in geochemical prospecting for copper., Economic Geology, volume 59, numéro 3, pages 492-498.
- BROWN, B.W., (1972), Exploration for Pb-Cu-Zn in the Oligo-Habitat., 24th International Geological Congress, Section 4, pages 74-82.
- BROOKE, J.P., (1968), Game theory applied to mineral exploration., Mining Congress Journal, volume 54, numéro 12, pages 27-32.
- CALLAGHAN, E. (1966), Emplacement of massive cupreous pyrite orebody, Skouriotissa, Cyprus., Geological Society of America, Special Paper 87, pages 25-26.
- CAMERON, E.M., (1974), Sulphur in Archean volcanic rocks of the Canadian Shield., Geological Survey of Canada, Paper 74-18, 9 pages.
- CAMPBELL, F.A., KROUSE, H.R. et RYZNAR, G., (1967), Sulfur isotopes and origin of Quemont orebody., Economic Geology, volume 62, numero 5, pages 664-678.
- CHAYES, F., (1954), The lognormal distribution of the elements: a discussion., Geochimica and Cosmochimica Acta, volume 6, numero 2/3, pages 119-120.
- CHOWDHURY, A. et HANDA, B., (1974), High lithium, rubidium and cesium contents of thermal spring waters, spring sediments and borax deposits in Ruga Valley, Koshmir, India., Geochemical Journal (Geochemical Society of Japan), volume 8, numéro 2, pages 61-65.
- CLARK, L.A., (1968), Genesis of stratiform base metal sulfide ores of volcanic activity in Japan: Kuroko deposit., Economic Geology, volume 63, pages 698.
- CLARK, L.A., (1971), Volcanogenic ores: comparison of cupriferous pyrite deposits of Cyprus and Japanese Kuroko deposits., Society of Mining Geology of Japan, Special Issue 3, pages 206-215.
- CLAVEAU, J., (1948), Northern Abitibi, Quebec: fracture zones and mineral possibilities., Canadian Mining Journal, volume 69, numero 4, pages 71-82.
- COLLEY, H. et RICE, C.M., (1975), A Kuroko-type ore deposits in Fiji., Economic Geology, volume 70, numero 8, pages 1373-1386.

- CONDIE, K.C., VILJOEN, M.J. et KABLE, E.J.D., (1977), Effects of alteration on element distributions in archaean tholeiites from the Barberton greenstone belt, South Africa., Contribution to Mineralogy and Petrology, volume 60, pages 75-89.
- COOKE, H.C.; (1930), The Amulet mine, Québec., Transaction, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 33, pages 398-408.
- COPELAND, J.G., (1951), Alteration associated with sulphide mineralization at Waite-Amulet mine, Quebec., Unpublished M.Sc. Thesis, University of Toronto.
- DATE, J. et TANIMURA, S., (1974), Dacite and rhyolite associated with the Kuroko mineralization., Mining Geology, Special Issue, numero 6, pages 261-265.
- DAWSON, K.R., MAXWELL, J.A., POCOCK, D.M., TETREULT, D. et TOMILSON, M.E., (1965), Chemical analysis of Canadian rocks, minerals and ores., Geological Survey of Canada, Bulletin 115, pages 476.
- DECARREAU, A., (1977), Etudes expérimentales en système ouvert de l'altération des matériaux géologiques naturels., Société Française de Minéralogie et Cristallographie, Bulletin, pages 289-301.
- DEER, W.A., HOWIE, R.A. et ZUSSMAN, J., (1966), An introduction to the rock-forming minerals., London, Longman, 528 pages.
- DELFOUR, J., (1971), Les minéralisations sulfurées de Nugrah et de Jabal Sayid (Arabie Séoudite)., dans Colloque sur les minéralisations sulfurées stratiformes liées au volcanisme (5-6 octobre 1971)., Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, Section 2, numéro 6, pages 51-68.
- DELFOUR, J., (1976), Volcanisme et gîtes minéraux du Bouclier arabo-nubien., dans Métallogénie et géologie minière, Société Géologique de France, Mémoire hors-série, numéro 7, pages 137-142.
- DENIS, T.C. et DRESSER, J.A., (1944), Géologie du Québec; volume II: géologie descriptive., Ministère de Mines du Québec, Rapport géologique 20, 544 pages.
- DENIS, T.C. et DRESSER, J.A., (1949), Géologie du Québec, volume III: géologie économique., Ministère des Mines du Québec, Rapport géologique 20, 562 pages.
- DERRY, D.R., (1973), Ore deposition and contemporaneous surfaces., Economic Geology, volume 68, pages 1374-1380.
- DESBIENS, C., (1955), Les gisements de Cu-Zn de l'Abitibi., Ecole Polytechnique, Projet de fin d'études, 128 pages.
- DESCARREAU, J., (1972), Géochimie des roches volcaniques de l'Abitibi., Thèse de doctorat, Université Laval, 282 pages.

- DESPREZ, D. et SOLER, E., (1971), Les minéralisations pyriteuses et manganésifères liées aux formations volcano-sédimentaires de la Province de Huelva, (SW de l'Espagne)., dans Colloque sur les minéralisations sulfurées stratiformes liées au volcanisme (5-6 octobre 1970)., Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, Section 2, numéro 6, pages 5-16.
- DUGAS, J. et HOGG, W.A., (1962), An outline of the Rouyn-Noranda area, N.W. Quebec., Canadian Mining Journal, volume 83, numero 4, pages 101-104.
- DUGAS, J. et HOGG, W.A., (1962), Geological compilation, Rouyn-Noranda area., Quebec Department of Mines, Preliminary Map U-265.
- DUGAS, J., (1966), The relationship of mineralization to Precambrian stratigraphy in the Rouyn-Noranda area, Quebec., dans Goodwynn, A.M., (1966b), The relationship of mineralization to Precambrian stratigraphy in certain mining areas of Ontario and Quebec., Geological Association of Canada, Special Paper 3, pages 43-55.
- DUPUY, C. et COULON, C., (1973), Li, Rb, Sr et Ba dans les plagioclases de la suite andésitique du Logudoro et Basano (Sardaigne nord-occidentale)., Académie des Sciences, Compte-rendus, série D, volume 277, numéro 26, pages 1593-1596.
- DUPUY, C. et GIROD, M., (1974), Données nouvelles sur le volcanisme des îles Eoliennes; I: Pétrologie et géochimie des éléments Li, Rb, Sr, Ba., Réunion Annuelle des Sciences de la Terre, Programme et résumés, numéro 2, pages 154.
- DUPUY, C. et LEFEVRE, C., (1974), Fractionnement des éléments en trace Li, Rb, Ba, Sr dans les séries andésitiques et shoshonitiques du Pérou: comparaison avec d'autres zones orogéniques., Contribution to Mineralogy and Petrology, volume 42, numero 2, pages 147-151.
- DUPUY, C., VERNIERES, J., DOSTAL, J. et COULON, C., (1975), Li, Rb, Sr, Ba and R.E. in some calc-alkaline rocks of Logudoro and Bosana (N.W. Sardinia)., Eos (American Geophysical Union, Transactions), volume 56, numero 3, page 164.
- DUROVIC, S., (1959), Contribution to the lognormal distribution of elements., Geochimica and Cosmochimica Acta, volume 15, pages 330-336.
- DUVAL, R., (1955), Contribution à l'étude de l'échantillonnage des gisements., Annales des Mines, numéro 1, pages 3-27.
- EISENBERG, E.H., (1973), A premise for the exploration for duply buried massive sulphide deposits., American Institute of Mining Engineering, Preprint 73-I-348, 10 pages.
- FLOYD, P.A. et WINCHESTER, J.A., (1978), Identification and discrimination of altered and metamorphosed volcanic rocks using immobile elements., Chemical Geology, pages 291-306.



- FOSTER, H.D., (1962), Interpretation of the composition and a classification of the chlorites., United States Geological Survey, Professional Paper 414-A, 33 pages.
- FOX, J.S., (1978), Interpretation of drill-hole geochemical data from the volcanic rocks of the Hanson Lake Mine, Saskatchewan., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 71, pages 28-34.
- GARRELS, R.M. et CHRIST, C.L., (1967), Equilibre des minéraux et de leurs solutions aqueuses., Paris, Gauthier-Villars, 335 pages.
- GIBSON, H. et WALKINSON, D.H., (1979), Silicification in a detailed section of Amulet rhyolite, Noranda, P.Q., Association Géologique du Canada, Association Minéralogique du Canada, Québec 1979, Programme et résumé, p. 53.
- GILBERT, J.E., (1960), Distribution and general characteristics of the massive sulphide deposits of the province of Quebec., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Transactions, LXVIII, pages 69-76.
- GILL, J.E., (1960), The occurrence of massive sulphide deposits in Canada., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Transaction, volume 63, pages 37-38.
- GILMOUR, P., (1971), Strata-bound massive pyritic sulphide deposits - a review., Economic Geology, volume 66, pages 1239-1249.
- GILMOUR, P. et STILL, A.R., (1968), The geology of the Iron King mine., dans Ridge, J.D., ed., (1968), Ore deposits of the United States 1933-1967, Graton-Sales, New-York, volume 2, pages 1238-1257.
- GLACON, J., (1971), Le gisement de Cavallo (El Aouana, Algérie)., dans Colloque sur les minéralisations sulfurées stratiformes liées au volcanisme (5-6 octobre 1970.), Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, Section 2, numéro 6, pages 69-78.
- GOODFELLOW, W.D., (1974), Major and minor element halos in volcanic rocks at Brunswick no. 12 sulphide deposit, N.B., Canada., International Geochemical Exploration Symposium, Proceedings, numero 5, pages 34-35.
- GOODWIN, A.M., (1966a), Archean protocontinental growth and mineralization., Canadian Mining Journal, volume 87, numéro 5, pages 57-60.
- GOODWIN, A.M., (1966b), The relationship of mineralization to Precambrian stratigraphy in certain mining areas of Ontario and Quebec., Geological Association of Canada, Special Paper 3, 144 pages.
- GOODWIN, A.M., (1967b), Volcanic studies in the Timmins-Kirkland Lake-Noranda region of Ontario and Quebec., Geological Survey of Canada, Report of Activities, Paper 67-1, Part H, pages 138-142.

- GOODWIN, A.M. et RIDDLER, R.H., (1970), The Abitibi orogenic belt., dans Bau, A.J., ed., (1970), Symposium on basins and grosynclines of the Canadian Shield., Geological Survey of Canada, Paper 70-40, pages 1-31.
- GOODWIN, A.M., RIDDLER, R.H. et ANNELS, R.H., (1972), Volcanisme précambrien des régions de Noranda-Kirkland Lake-Timmins-Michipicotin et Mainmise Point, Provinces de Québec et Ontario., XXIVe Congrès Géologique International, Excursion A40-C40, 94 pages.
- GOVETT, G.J.S., (1973), Exploration geochemistry in New-Brunswick., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 67, numero 741, pages 76-84.
- GRAF, J.L., (1977), Rare earth elements as hydrothermal tracers during the formation of massive sulphide deposits in volcanic rocks., Economic Geology, volume 72, pages 527-545.
- GRAHAM, E.P., (1964), Exploiting a small orebody-Vauze Mines Ltd., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 57, numero 624, pages 409-412.
- GRANIER, C.L., (1973), Introduction à la prospection géochimique des gîtes métallifères., Paris, Masson, 143 pages.
- GRENIER, P.E., ed., (1967), Bibliographie annotée des minéralisations métalliques de la région de Noranda, Matagami, Val d'Or et Chibougamau., Québec, Ministère des Richesses Naturelles, Etude spéciale numéro 2, 305 pages.
- GUIMOND, R., (1964), Lake Dufault Mines., Mining in Canada, volume 37, pages 15-29.
- GUNNING, H.G., (1959), Origin of massive sulphide deposits., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Transaction, volume 62, pages 318-321.
- HART, R.A., (1973), A model for chemical exchange in the basalt seawater system of oceanic layer II., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 10, pages 799-816.
- HAZEN, S.W. Jr et MUJER, W.L., (1966), Using probability models as basis for making decisions during mineral deposit explorations., United States Bureau of Mines, Report of Investigations 6778, 83 pages.
- HILLMAN, P.L. et HENDERSON, P., (1977), Ore rare-earth elements mobile during spilitisation., Nature, volume 267, numéro 5606, pages 38-40.
- HARMANN, A.G., POTTS, M.J. et KNAKE, D., (1974), Geochemistry of the rare earth elements in spilites from the oceanic and continental crust., Contribution to Mineralogy and Petrology, volume 44, numéro 1, pages 1-16.

- HIGAZY, R.A., (1952), Behaviour of trace elements in a front of metasomatic metamorphism in the Dalradian Co., Domgal., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 2, pages 178-184.
- HODGSON, C.J. et LYDON, J.W., (1977), Geological setting of volcanogenic massive sulphide deposits and active hydrothermal systems: some implications for exploration., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 70, pages 95-106.
- HOPWOOD, T.P., (1975), "Quartz-eye" bearing porphyroidal rocks and volcanogenic massive sulphide deposits., Economic Geology, volume 71, pages 589-612.
- HORIKOSHI, E., (1969), Volcanic activity related to the formation of the Kuroko-type deposits in the Kosake district, Japan., Mineralium Deposita, volume 4, pages 321-345.
- HORIKOSHI, E. et SATO, T., (1970), Volcanic activity and ore deposition in the Kosaka mine., dans Tatsumi, T., Volcanism and ore genesis, University of Tokyo Press, pages 181-195.
- HUMPHRIS, S.E. et THOMPSON, G., (1978), Hydrothermal alteration of oceanic basalts by seawater., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 42, numéro 1, pages 107-125.
- HUMPHRIS, S.E. et THOMPSON, G., (1978), Trace-element mobility during hydrothermal alteration of oceanic IC basalts., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 42, numero 1, pages 127-136.
- HUTCHINSON, R.W., (1965), Genesis of Canadian massive sulphides reconsidered by comparison to Cyprus deposits., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Transaction, volume 68, pages 286-300.
- IRVINE, T.N. et BARAGAR, W.R.A., (1971), A guide to the chemical classification of the common volcanic rocks., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 8, pages 523-547.
- ISNARD, P., (1970), Analyse statistique multivariable des données géochimiques par traitement automatique. Application au massif granitique de la Marche orientale (Massif Central Français)., Sciences de la Terre, volume XV, numéro 2, pages 103-143.
- JOHN, B., SHINE, C. et MURTY, V.R., (1974), Trace element geochemistry of Archean volcanic rocks, Vermillion greenstone belt, Minnesota., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 38, numéro 4, pages 611-627.
- JENKS, W.F., (1971), Tectonic transport of massive sulphide deposits in submarine volcanic and sedimentary host rocks., Economic Geology, volume 66, pages 1215-1224.
- JIZBA, Z.V., (1959), Frequency distribution of elements in rocks., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 16, pages 79-82.

- JUNG, W., (1968), Les gisements de cuivre du monde, leur genèse et leur importance économique., Paris, Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Traductions 5216, 19 pages.
- KALLIOKOSKI, J., (1965), Metamorphic features in North American massive sulphides deposits., Economic Geology, volume 60, numéro 3, pages 485-505.
- KANASEWICH, E.R. et FARQUHAR, R.M., (1965), Lead isotope ratios from the Cobalt-Noranda area, Canada., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 2, numéro 4, pages 361-384.
- KEMP, W.N., (1975), Petrochemical associations within the Foothill copper-zinc belt, Sierra Nevada, California., Geological Society of America, Abstracts with programs, volume 7, numéro 6, page 332.
- KERSABIEC, A.M. de et ROGER, G., (1976), Sur la distribution de quelques éléments en traces dans l'encaissant des amas pyriteux de la partie centrale de la province de Huelva (Espagne)., Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, section 2, numéro 5, pages 439-485.
- KINKEL, A.R. Jr., (1965), Discussion. Symposium of strata-bound sulphides., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 58, pages 989-990.
- KINKEL, A.R., Jr., (1966), Massive pyritic deposits related to volcanism and possible methods of emplacement., Economic Geology, volume 61, pages 673-684.
- KIRSANOV, I.T., (1967), Acid volcanism and thermal manifestations in the area of Mutnovsky and Gorely volcanoes (Southern Kamchatka)., Bulletin Volcanologique, Tome XXX, pages 139-151.
- KOCH, G.S. Jr. et LINK, R.F., (1970a), Statistical analysis of geological data., John Wiley and Sons, volume 1, 375 pages.
- KOCH, G.S. Jr. et LINK, R.F., (1970b), A statistical interpretation of sample assay data from the Gitchell Mine, Humboldt County, Nev., United States Bureau of Mines, Report of Investigation 7383, 23 pages.
- KORZHINSKII, D.S., (1959), Physicochemical basis of the analysis of the paragenesis of minerals., traduit du russe par Consultants Bureau, 142 pages.
- KORZHINSKII, D.S., (1970), Theory of metasomatic zoning., Clarendon Press, Oxford, 162 pages.
- KRAUSKOPF, K.B., (1967), Introduction to geochemistry., McGraw-Hill, 721 pages.
- KRAUSKOPF, K.B., (1967), Source rocks for metal-bearing fluids., dans Barnes, H.L., ed., (1967), Geochemistry of hydrothermal ore deposits., New-York, Holt, Rinehart and Winston, pages 1-33.

- KWONG, Y.T.J. et CROCKET, J.H., (1978), Background and anomalous gold in rocks of an Archean greenstone assemblage, Kakagi Lake area, north-western Ontario., Economic Geology, volume 73, pages 50-63.
- LAFFITTE, P., (1953), Etude de la précision des analyses des roches., Société Géologique de France, Bulletin, volume 6, numéro 3, pages 723-745.
- LAGACHE, M. et SABATIER, G., (1973), Distribution of Na, K, Rb and Cs as trace elements between alkali feldspars and hydrothermal solutions at 650°C and 1 Kbar; experimental data and thermodynamic interpretation., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 37, numéro 12, pages 2617-2640.
- LANGFORD, F.F., (1965), Method to evaluate probability of success of geochemical survey., Economic Geology, volume 60, numéro 2, pages 369-372.
- LECOLLE, M. (1976), Les gisements sulfurés massifs de la Province de Huelva (Espagne); essai de typologie comparée avec d'autres amas liés au volcanisme., dans Métallogénie et géologie minière., Société et géologie minière., Société Géologique de France, Mémoire hors-série, numéro 7, pages 127-131.
- LE FUR, Y., (1971), Les indices de cuivre du groupe volcano-sédimentaire de Poli (Cameroun)., dans Colloque sur les minéralisations sulfurées stratiformes liées au volcanisme (5-6 octobre 1970)., Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, section 2, numéro 6, pages 79-94.
- LE MAITRE, R.W., (1968), Chemical variation within and between volcanic rock series - A statistical approach., Journal of Petrology, volume 9, part II, pages 220-252.
- LEPELTRIE, C., (1969), A simplified statistical treatment of geochemical data by graphical representation., Economic Geology, volume 64, pages 538-550.
- LOMBARD, J., (1957), Les éléments en trace en pétrogénèse et en métallogénie., Chronique des mines d'outre-mer et de la recherche minière, numéro 248, pages 39-48.
- MACGREGOR, J.G., (1929), Exploration in Rouyn camp., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Transaction, volume 32, pages 41-50.
- MACHAIRAS, G., (1966), La métallogénie du cuivre dans la région de Noranda (Québec)., Bureau des Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, numéro 4, pages 113-133.
- MANNARD, G.W., (1973), The syngenetic massive sulphide deposits., American Institute of Mining Engineering, Preprint 73-S-53, 31 pages.

- MATHERON, G., (1957), Théorie lognormale de l'échantillonnage systématique des gisements., Annales des Mines de Paris, volume IX, pages 566-584.
- MAXWELL, J.A., DAWSON, K.R. et TOMILSON, M.E., POCKOCK, D.M. et TETREAU, D., (1965), Chemical analysis of Canadian rocks, minerals and ores., Geological Survey of Canada, Bulletin 115, 476 pages.
- MCCARTNEY, W.D. et POTTER, R.R., (1962), Mineralization as related to structural deformation, igneous activity and sedimentation in folded geosynclines., Canadian Mining Journal, volume 83, numéro 4, pages 83-87.
- MENYAILOV, D.A. et NIKITINA, L.P., (1974), Chemical alteration of rock by high-temperature gases in the environment of active volcanism., dans International Symposium on water-rock interaction, Geological Survey of Prague, Czechoslovakia, abstracts, page 60.
- MILLER, R.J.M., (1973), Some polygenetic Canadian massive sulphide deposits., American Institute of Mining Engineering, Preprint 73-S-108, 11 pages.
- MILLER, R.L. et GOLDBERG, E.D., (1955), The normal distribution in geochemistry., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 8, pages 53-62.
- MOORHOUSE, W.E., (1965), Stratigraphic position of sulphides in the Archean., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 68, pages 261-264.
- MOORHOUSE, W.W., (1970), Atlas of textures in Archean and modern volcanic rocks., Geological Association of Canada, Special Paper 8, XX plates.
- NALDRETT, A.J. et GOODWIN, A.M., (1977), Volcanic rocks of the Blake River group, Abitibi greenstone belt, Ontario, and their sulfur content., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 14, numéro 4, part 1, pages 539-550.
- NIE, N.W., HULL, H.C., JENKINS, J.G., STEINBRENNER, K. et BENT, D.J., (1975), Statistical Package for the Social Sciences., 2nd ed., McGraw-Hill, New York,
- NIKITINA, L.P., (1974), Behaviour of Si, Fe, Al et Ti during the interaction between hydrothermal solutions and rocks of active volcanoes., dans International symposium on water-rock interaction, Geological Survey of Prague, Czechoslovakia, abstracts, page 52.
- NOBLE, D.C. et BOWMAN, H.R., (1976), Geochemical and field constraints on the depth of differentiation and eruptive history of silicic calc-alkalic magmas related to base and precious metal mineralization, Andes of Central Peru., Geological Society of America, Abstracts and Program, volume 8, numéro 5, page 615.

- NORMAN, G.W.H., (1948), Major faults, Abitibi region., dans Structural geology of Canadian ore deposits., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, pages 822-839.
- OGURA, Y., (1971), Geology and "Kuroko" ore deposit of the Kanaoka-Matsumine mine, Northern Japan., 24th International Geological Congress, section 4, pages 318-325.
- OLAFSSON, J. et RILAY, J.P., (1978), Geochemical studies on the thermal brine from Reykjanes (Iceland)., Chemical Geology, volume 22, pages 219-237.
- OZEROVA, N.A., RUSINOV, V.L. et OZEROV, Y.K., (1975), The mercury in sulphide deposits emplaced in volcanic suites., Mineralium Deposita, volume 10, pages 228-233.
- PARK, C.F., MACDIARNID, R.A., (1964), Ore deposits., San Francisco, W.H. Freeman, 458 pages.
- PEARCE, J.A. et GALE, G.H., (1977), Identification of ore-deposition environment from trace-element geochemistry of associated igneous host rocks., dans Volcanic processes in ore genesis, The Institution of Mining and Metallurgy, London, pages 14-24.
- PELISSONNIER, H., (1971), Le gisement de cuivre stratiforme de Cerro-Negro (Aconcagua, Chili)., dans Colloque sur les minéralisations sulfurées stratiformes liées au volcanisme (5-6 octobre 1970)., Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, Section 2, numéro 6, pages 43-50.
- PENTCHEVA, E.N., (1974), Migration of alkali trace elements in the water-rock system., dans International symposium on water-rock interaction, Geological Survey of Prague, Czechoslovakia, Abstracts, page 30.
- POLLOCK, G.D., SINCLAIR, I.G.L., WARBURTON, A.F. et WIERZBICKI, V., (1972), The Uchi orebody - a massive sulphide deposit in an Archean siliceous volcanic environment., 24th International Geological Congress, section 4, pages 299-308.
- POINT, G., (1974), Les provinces à amas sulfurés au Canada: caractéristiques géologiques et données économiques., Bureau des Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, série II, section 2, numéro 3, pages 307-317.
- POINT, G., (1976), Gisements et volcanisme., dans Métallogénie et géologie minière, Société Géologique de France, Mémoire hors-série, numéro 7, pages 115-126.
- PRICE, P.R., (1933), Geology of the Horne mine, Noranda, Qué., Unpublished Ph.D. Thesis, McGill University, 288 pages.



- PRICE, P., (1948), The Horne mine., dans Structural geology of Canadian ore deposits., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 1, pages 763-772.
- PRICE, P., (1953a), Noranda Mines Limited, (Horne Mine)., dans Geology and mineral deposits of northwestern Quebec, Guidebook for field-trip, numero 10, Geological Society of America and Geological Association of Canada, pages 13-14.
- PRICE, P., (1953b), Waite Amulet Mines Limited., dans Geology and mineral deposits of northwestern Quebec, Guidebook for fieldtrip, numero 10, Geological Society of America and Geological Association of Canada., pages 18-20.
- PRICE, P. et BANCROFT, W.L., (1948), Waite-Amulet mine - Waite section., dans Structural geology of Canadian ore deposits, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, pages 748-756.
- PRICE, P. et TAYLOR, E., (1953), Geology of Noranda, Quemont and Waite-Amulet mines., dans Geology and mineral deposits of northwestern Quebec, Guidebook for field trip numero 10, Geological Society of America and Geological Association of Canada, pages 13-20.
- PUTNAM, H.M., (1943), Paragenesis of the ore of the Normetal mine, Abitibi Co., Qué., Economic Geology, volume 38, pages 313-322.
- PYKE, D.R. et MIDDLETON, R.S., (1970), Distribution and characteristics of the sulphide ores of the Timmins area., Ontario Department of Mines, Miscellaneous Paper 41, 24 pages.
- RABONE, D.C., (1975), Petrography and hydrothermal alteration of Tertiary andesite-rhyolite volcanics in the Waitekauri Valley, Ohine-muri, New-Zealand., New Zealand Journal of Geology and Geophysics, volume 18, numéro 2, pages 239-258.
- REMMINGA, E.E. et BURDICK, R.G., (1971), A graphical method of removing outline values from analytical data., United States Bureau of Mines, Report of Investigation 7472, 10 pages.
- RICKARD, D.T. et ZWIEFEL, H., (1975), Genesis of Precambrian sulfide ores, Skellefte district, Sweden., Economic Geology, volume 70, pages 255-274.
- RIDLER, R.H., (1970), Relationship of mineralization to volcanic stratigraphy in the Kirkland-Lardner lakes area, Ontario., Geological Association of Canada, Proceedings, volume 21, pages 33-42.
- RIDLER, R.H., (1976), Volcanic stratigraphy and metallogeny of the Rankin Inlet-Ennadai belt, district of Keewatin, N.W.T., Geological Association of Canada, Special Paper, numéro 44, pages 659-660.



- ROBERTS, R.G., (1975), The geological setting of the Matagami Lake mine, Quebec: a volcanogenic massive sulphide deposit., Economic Geology, volume 70, pages 115-129.
- ROBINSON, W.G., (1951), Structural geology and ore deposits of Rouyn-Noranda district., Geological Association of Canada, volume 4, pages 61-117.
- RODIONOV, D.A., (1964), Distribution functions of the element and mineral contents of igneous rocks., A special research report/authorized translation from the Russian, C/B Consultants Bureau, 80 pages.
- ROSCOE, S.M., (1965a), Geochemical and isotopic studies, Noranda and Matagami areas., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 58, pages 965-971.
- ROSCOE, S.M., (1965b), Metallogenic study Sault-Ste-Marie to Chibougamau., Geological Survey of Canada, Paper 65-1, pages 153-156.
- RYALL, W.R., (1977), Anomalous trace elements in pyrite in the vicinity of mineralized zones at Woodlawn, N.S.W., Australia., Journal of Geochemical Exploration, volume 9, pages 73-83.
- SAKRISON, H.C., (1971), Rock geochemistry-its current usefulness in the Canadian Shield., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 64, pages 28-31.
- SANGSTER, D.F., (1968), Relative sulphur isotope abundances of ancient seas and strata-bound sulphide deposits., Geological Association of Canada, Proceedings, volume 19, pages 79-91.
- SANGSTER, D.F., (1971), Geological significance of stratabound sulphide deposits., Geological Association of Canada, Proceedings, volume 23, pages 69-72.
- SASAKI, A. et KAJIEVARA, Y., (1971), Evidence of isotopic exchange between seawater sulfate and some syngenetic sulfide ores., Society of Mining Geology of Japan, Special Issue 3, pages 289-294.
- SATO, K. et SASAKI, A., (1973), Lead isotopes of the Black ore ("Kuroko") deposits from Japan., Economic Geology, volume 68, pages 517-552.
- SCHERMERHORN, L.J.C., (1970), The deposition of volcanics and pyrrhotite in the Iberian belt., Mineralium Deposita, volume 5, pages 273-279.
- SCHWARTZ, G.M., (1956), Hydrothermal alteration as a guide to ore., Economic Geology, 50th Anniversary Volume, Part 1, pages 300-323.
- SCOTT, J.S., (1948), Quemont mine., dans Structural geology of Canadian ore deposits, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 1, pages 773-776.

- SCOTT, R.B. et HAJASH, A. Jr., (1976), Initial submarine alteration of basaltic pillow lavas; a microprobe study., American Journal of Sciences, volume 276, numéro 4, pages 480-501.
- SEARS, W.B., (1971), Mercury in base metal and gold ores of the province of Quebec., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 11, pages 384-390.
- SEIGEL, H.D., HINKLER, H.A. et BONIWELL, J.B., (1957), Discovery of the Moberly Copper Ltd sulphide deposit, Noranda mining district, P.Q., dans Methods and case histories in mining geophysics, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, pages 327-345.
- SHARPE, J.I., (1968), Géologie et gisements de sulfures de la région de Matagami., Québec, Ministère des Richesses Naturelles, Rapport géologique 137, 122 pages.
- SHARPE, J.I., (1968), Carte des gîtes minéraux de la région de Rouyn-Noranda., Québec, Ministère des Richesses Naturelles, Carte numéro 1653.
- SHAW, D.M., (1961), Elements distribution laws in geochemistry., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 23, pages 116-134.
- SHAW, D.M. et BANKIER, J.D., (1954), Statistical methods applied to geochemistry., Geochimica et Cosmochimica Acta, volume 5, pages 111-123.
- SHIHKAMA, M., WAKASA, K. et TONO, N., (1974), Geochemical exploration for Kuroko deposits in northeast Honshu, Japan., International Geochemical Exploration Symposium, Proceedings, numero 5, pages 55-56.
- SIMMONS, B.D., (1973), Geology of the Millenbach massive sulphide deposit, Noranda, Québec., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 66, pages 67-78.
- SINCLAIR, W.D., (1971), A volcanic origin for the no. 5 zone of the Horne mine, Noranda, Quebec., Economic Geology, volume 66, pages 1225-1231.
- SINCLAIR, A.J., (1974), Selection of threshold values in geochemical data using probability paper., Journal of Geochemical Exploration, volume 3, pages 129-149.
- SICHEL, H.S., (1966), The estimation of means and associated confidence limits for small samples from lognormal population., dans Symposium on mathematical statistics and computer applications in ore valuation., South Africa Institute of Mining and Metallurgy, pages 106-122.
- SKRIPCHENKO, N.S., (1967), Massive pyritic deposits related to volcanism and possible methods of emplacement., Economic Geology, volume 62, pages 292-293.

- SMIRNOV, V.I., (1970b), Pyritic deposits (part II)., International Geology Review, volume 12, numéro 9, pages 1039-1058.
- SMIRNOV, V.I., (1970a), Pyritic deposits (part I)., International Geology Review, volume 12, numéro 8, pages 881-908.
- SMIRNOV, V.I., (1971), Temperature conditions of the origin of strata-bound pyritic volcanogenic ore deposits., Society of Mining Geology of Japan, Special Issue 3, pages 221-225.
- SMITH, J.R., (1966), Detection of anomalous concentrations of ore metals in Precambrian country rock., dans Cameron, E.M., ed., Symposium on geochemical prospecting, Proceedings, Geological Survey of Canada, Paper 66-54, pages 275-276.
- SOLER, E., (1976), Les gisements volcano-sédimentaires de la Province de Huelva (SW Espagne). Position lithostratigraphique et géométrie de quelques amas., dans Métallogénie et géologie minière, Société Géologique de France, Mémoire hors-série, numéro 7, pages 133-136.
- SPENCE, C.D., (1975), Volcanogenic features of the Vauze sulfide deposit, Noranda, Quebec., Economic Geology, volume 70, pages 102-114.
- SPENCE, C.D. et DE ROSEN-SPENCE, A.F., (1975), The place of sulphide mineralization in the volcanic sequence at Noranda, Québec., Economic Geology, volume 70, pages 90-101.
- STANTON, R.L., (1960), General features of conformable "pyritic" orebodies, parts I and II., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Transaction, volume 63, pages 22-36.
- STANTON, R.L., (1972), Ore petrology., New York, McGraw-Hill, 713 pages.
- STEINIE, A., (1974), Interaction between hot water and silicic rocks in the active geothermal area at Wairakei, New Zealand., dans Symposium on water-rock interaction, Geological Survey of Prague, Czechoslovakia, Abstracts, pages 56-57.
- SUFFEL, G.G., (1948), Waite-Amulet mine-Amulet section., dans Structural geology of Canadian ore deposits, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 1, pages 757-763.
- SUFFEL, G.G., (1965), Remarks on some sulphide deposits in volcanic extrusives., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Bulletin, volume 58, pages 1057-1063.
- TAKENOUCHI, S. et INAI, H., (1975), Glass and fluid inclusions in acidic igneous rocks from some mining areas in Japan., Economic Geology, volume 70, pages 750-769.
- TATSUMI, T., (1970), Volcanism and ore genesis., University of Tokyo Press, Tokyo, 448 pages.

- TATSUMI, T. et WATANABE, T., (1971), Geological environment of formation of the Kuroko-type deposits., Society of Mining Geology of Japan, Special Issue 3, pages 216-220.
- TATSUMI, T. et CLARK, L.A., (1972), Chemical composition of acid volcanic rocks genetically related to formation of the Kuroko deposits., Journal of the Geological Society of Japan, volume 78, pages 191-201.
- TAYLOR, B., (1953), Geology of Quemont Mining Corporation Limited., dans Geology and mineral deposits of Northwestern Quebec, Guidebook for fieldtrip numero 10, Geological Society of America and Geological Association of Canada, pages 15-17.
- TENNANT, C.B. et WHITE, M.L., (1959), Study of the distribution of some geochemical data., Economic Geology, volume 54, pages 1281-1290.
- THOMPSON, J.B. Jr., (19 ), Local equilibrium in metasomatic processes., dans Researches in Geochemistry, Abelson, P.H., ed., John Wiley and Sons, pages 427-457.
- THURLOW, E.E., (1964), Geochemical prospecting applied to geologic reconnaissance., Society of the Mining Engineers of the American Institute of Mining Engineering, Transaction, volume 229, pages 225-229.
- THURLOW, J.G., (1975), Geology and lithogeochemistry of the Buchans polymetallic sulfide deposits, Newfoundland., Economic Geology, volume 70, pages 130-144.
- TROOP, A.J. et DARCY, G., (1971), Geology of the Iron-Sullivan joint-venture copper deposit near Chibougamau, Quebec., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 64, page 51.
- TUACH, J. et KENNEDY, M.J., (1978), The geologic setting of the Ming and other sulfide deposits, Consolidated Rambler mines, Northeast Newfoundland., Economic Geology, pages 192-206.
- TUGAL, H.T. et PHILLIPS, R., (1971), Pyritic sulphide deposits, Eastern Black Sea area, Turkey., Society of Mining Geology of Japan, Special Issue 3, page 309.
- UPADHYAY, H.D. et SMITHERINGLE, W.G., (1972), Geology of the Gullbridge copper deposit, Newfoundland: volcanogenic sulfides in cordierite-anthophyllite rocks., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 9, pages 1061-1073.
- VALETTE, J.-N., (1974), Les phénomènes volcano-sédimentaires de l'arc Calabre-Sicile; étude de la baie de Pouzzoles., Réunion Annuelle des Sciences de la Terre, Programme et Résumés, numéro 2, page 379.
- VISTELIUS, A.B., (1960), The skew frequency distribution and the fundamental law of the geochemical processes., Journal of Geology, volume 68, numéro 1, pages 1-22.

- VISTELIUS, A.D., (1964), Informational characteristic of frequency distributions in geochemistry., Nature, volume 202, page 1206.
- VOKES, F.M., (1966), Remarks on the origin of the Cyprus pyritic ores., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, volume 59, pages 388-391.
- VOLFINGER, M., (1975), Effet de la composition des micas d'octaédraux sur la distribution des éléments-traces alcalins., Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, Bulletin, volume 98, numéro 1, pages 49-52.
- WADDINGTON, C.W., (1969), Le cuivre au Québec., Québec, Ministère des Richesses Naturelles, Étude spéciale 4, 395 pages.
- WALKER, R.R., MATULICH, A., AMOS, A.C., WATKINS, J.J. et MANNARD, G.W., (1975), The geology of the Kidd Creek mine., Economic Geology, volume 70, pages 80-89.
- WATERS, A.C. et FISHER, R.V., (1971), Base surges and their deposits: Capelinhos and Tael volcanoes., Journal of Geophysical Research, volume 76, pages 5596-5614.
- WHITE, D.E., (1968), Environments of generation of some base-metal ore deposits., Economic Geology, volume 63, numéro 4, pages 301-355.
- WHITEHEAD, R.E.S. et GOODFELLOW, W.D., (1978), Geochemistry of volcanic rocks from the Tetagouche group, Bathurst, New Brunswick, Can., Canadian Journal of Earth Sciences, volume 15, pages 207-219.
- WILLEY, L.M., RAPP, J.B. et BARNES, I., (1973), Geochemistry of thermal waters in Long Valley, California., Eos (American Geophysical Union Transaction), volume 54, numéro 11, page 1212.
- WILLIAMS, G.J., (1974), Tertiary propylitic mineralization (Ore deposits of gold, silver and base metals)., Australia, Institute of Mining and Metallurgy, Monograph Serie, numéro 4, pages 87-126.
- WILSON, H.D.B., (1967), Volcanism and ore deposits in the Canadian Archean., Geological Association of Canada, Proceedings, volume 18, pages 11-31.
- WILSON, H.D.B. et ANDERSON, D.T., (1959), The composition of Canadian sulphide ore deposits., Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Transaction, volume 62, pages 327-339.
- WILSON, M.E., (1933), Amulet Mines, Noranda district, Quebec., Geological Survey of Canada, Summary Report, Part D, pages 83-120.
- WILSON, M.E., (1935), Rock alteration at the Amulet mine, Noranda district, Quebec., Economic Geology, volume 30, pages 478-492.

- WILSON, M.E., (1938), The Kuwatin lavas of the Noranda district, Quebec., University of Toronto Studies, Geology Series, numéro 41, pages 75-82.
- WILSON, M.E., (1939), Dufault area, Dufresnoy and Rouyn townships, Abitibi and Temiscamingue counties, Quebec., Geological Survey of Canada, Map 457A.
- WILSON, M.E., (1945), The regional structural relation of the ore deposit of the Noranda district, western Quebec., New York, Academy of Science, Transaction, pages 43-44.
- WOLERY, T.J. et SLEEP, N.H., (1976), Hydrothermal circulation and geochemical flux at mid-ocean ridges., Journal of Geology, volume 84, numéro 3, pages 249-275.
- ZIES, E.G., (1924), The valley of Ten Thousand Smokes: 1. The fumerolic incrustations and their bearing on ore deposition; 2. The acid gases contributed to the sea during volcanic activity., National Geology Society, Contribution, Technical Papers, volume 1, 79 pages.
- , (1971), Colloque sur les minéralisation sulfurées stratiformes liées au volcanisme (5-6 octobre 1970)., Bureau de Recherches Géologiques et Minières, Bulletin, Section 2, numéro 6, pages 1-130.
- , (1976), Métallogénie et géologie minière., Société Géologique de France, Mémoire hors-série, numéro 7, 364 pages.
- , (1977), Volcanic processes in ore genesis., The Institution of Mining and Metallurgy and the Geological Society of London, 188 pages.

APPENDICE IX

BIBLIOGRAPHIE  
INCLUSIONS FLUIDES

## BIBLIOGRAPHIE

INCLUSIONS FLUIDES

- BARNES, H.L. and LASK, J., (1972), Composition of fluid inclusions., 24e Congrès Géologique International, Montréal, Symposium 112, page 542.
- BENHAMON, G. et CLOCCHIATTI, R., (1976), La thermométrie optique, outil pétrologique. Essai d'utilisation et d'application à l'étude des reliquets magmatiques des phénocristaux de laves hyperalcaline de Pantelleria., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume XIX, pages 111-126.
- BILAL, A. et TOURET, J., (1976), Les inclusions fluides des enclaves catazonales de Bournac (Massif Central)., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume XIX, pages 134-139.
- BURNHAM, C.W., HOLLOWAY, J.R. et DAVIS, N.F., (1969), Thermodynamic properties of H<sub>2</sub>O to 1000°C and 10 Kb., Geological Society of America, Special Paper 132, 96 pages.
- CALAS, G., HUC, A.Y. et PAJOT, B., (1976), Utilisation de la spectrométrie infrarouge pour l'étude des inclusions fluides des minéraux: intérêts et limites., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume 99, pages 153-161.
- CHAROY, B., (1975), Ploemeur Kaolin deposit (Brittany): an example of hydrothermal alteration. Petrologie, tome 1, numero 4, pages 253-266.
- CHAROY, B. et WEISBROD, A., (1975), Caractéristiques de la phase fluide associée à la genèse des gisements d'étain d'Abbaretz et de Villeder (Bretagne)., Mineralium Deposita, volume 10, pages 89-99.
- CUNEY, M., (1974), Le gisement uranifère des Bois Noirs - Limouzat (Massif Central - France). Relations entre minéraux et fluides., Thèse de Doctorat Spécialité (3e cycle), Université de Nancy, 174 pages.
- CUNEY, M., PAGEL, M. et TOURET, J., (1976), L'analyse des gaz des inclusions fluides par chromatographie en phase gazeuse., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume 99, pages 169-177.
- CUNNINGHAM, C.G., Jr., (1977), Fluid inclusion geothermometry., Geologische Rundschau, Band 66, Heft 1, pages 1-10.



- DEICHA, G., (1950), Essais par écrasement de fragments minéraux pour la mise en évidence d'inclusions de gaz sous pression., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume 73, pages 439-445.
- DEICHA, G., (1976), Les cavités intracristallines microscopiques des matériaux de la lithosphère., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume XIX, pages 69-73.
- DOUSLIN, D.R., HARRISON, R.H., MOORE, R.T. and McCULLOUGH, J.P., (1964), PVT relations for methane., Journal of Chemical Engineering Data, volume 9, pages 358-363.
- DURNEY, D.W., (1976), Recherches récentes sur les inclusions fluides en Australie., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume XIX, pages 128-130.
- ELLIS, A.J. and GOLDING, R.M., (1963), The solubility of carbon-dioxide above 100°C in water and in sodium chloride solutions., American Journal of Sciences, volume 261, pages 47-60.
- FISHER, G.W., (1970), The application of ionic equilibria to metamorphic differentiation: an example., Contribution to Mineralogy and Petrology, volume 29, pages 91-103.
- FRANTZ, J.D. and WEISBROD, A., (1973), Infiltration metasomatism in the system  $K_2O-Al_2O_3-SiO_2-H_2O-HCl$ ., Carnegie Institute, Washington, Yearbook, volume 72, pages 507-515.
- HELGESON, H.C., (1968), Evaluation of irreversible reactions in geochemical processes involving minerals and aqueous solutions. I. thermodynamic relations., Geochemica et Cosmochimica Acta, volume 32, pages 853-877.
- HELGESON, H.C., (1969), Evaluation of irreversible reactions in geochemical processes involving minerals and aqueous solutions. II. applications., Geochemica et Cosmochimica Acta, volume 33, pages 455-481.
- HEMLEY, J.J., (1959), Some mineralogical equilibria in the system  $K_2O-Al_2O_3-SiO_2-H_2O$ ., American Journal of Sciences, volume 257, pages 241-270.
- HEMLEY, J.J., (1964), Chemical aspects of hydrothermal alteration with emphasis on hydrogen metasomatism., Economic Geology, volume 59, pages 538-569.
- HEMLEY, J.J., (1967), Aqueous Na/K ratios in the system  $K_2O-Na_2O-Al_2O_3-H_2O$ ., Abstracts and Program, Annual Meeting, Geological Society of America, pages 94-95.
- HOFMANN, A., (1972), Chromatographic theory of infiltration metasomatism and its application., American Journal of Sciences, volume 272, pages 69-90.

- JEHL, V., (1975), Le métamorphisme et les fluides associées des roches océaniques de l'Atlantique Nord., Thèse de Doctorat en ingénierie, Université de Nancy I, 242 pages.
- JEHL, V., POTY, B. and WEISBROD, A., (1976), Hydrothermal metamorphism of the oceanic crust in the north atlantic ocean., American Geophysical Union, Spring Annual Meeting program, page 37.
- KADIK, A.A. and EGGLE, D.H., (1975), Melt-vapor relations in the join  $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8\text{-H}_2\text{O-CO}_2$ ., Carnegie Institute of Washington, Yearbook, volume 74, pages 479-484.
- KENNEDY, G.C., (1950), Pressure-Volume-Temperature relations in water at elevated temperatures and pressures., American Journal of Sciences, volume 248, pages 540-564.
- KENNEDY, G.C., (1954), Pressure-Volume-Temperature relations in  $\text{CO}_2$  at elevated temperatures and pressures., American Journal of Sciences, volume 4, pages 225-241.
- KHITAROV, N. et MALININ, C., (1956), Pressure-temperature-volume relations of the system  $\text{H}_2\text{O-CO}_2$ ., Geochemistry, volume 3, pages 246-256.
- KHITAROV, N.I. and MALININ, S.D., (1958), Phase equilibria in the system  $\text{H}_2\text{O-CO}_2$ ., Geochemistry International, volume 7, pages 846-848.
- LAEMMLEIN, G.G., (1956), Formation of fluid inclusions in minerals and their use in geological thermometry., Geochemistry, pages 630-642.
- LAEMMLEIN, G.G. et KLEVTOV, P.V., (1959), Correction de pression pour les températures d'homogénéisation des solutions aqueuses de  $\text{NaCl}$ ., Doklady (Academy of Sciences, USSR), Earth Science Section, volume 128, pages 1250-1253.
- LAEMMLEIN, G.G. and KLEVTOV, P.V., (1961), Relations among the principal thermodynamic parameters in a part of the system  $\text{H}_2\text{O-NaCl}$ ., Geochemistry, numéro 2, pages 148-158.
- LARSON, L.T., MILLER, J.D., NADEAU, J.F. and ROEDDER, E., (1973), Two sources of error in low temperature inclusion homogenization determination and corrections on published temperatures for the East Tennessee and Laisvall deposits., Economic Geology, volume 68, pages 113-116.
- LEROY, J., (1971), Les épi-syenites non minéralisées dans le massif de granite à deux micas de Saint-Sylvestre (Limousin, France). Equilibres entre minéraux et solutions., Thèse de Doctorat de Spécialité, Université de Nancy I, 87 pages.
- MALININ, S.D., (1959), The system water-carbon dioxide at high temperatures and pressures., Geochemistry International, volume 3, pages 292-306.

- NGUYEN TRUNG, C., (1975), Etude expérimentale du système  $MgO-SiO_2-H_2O-HCl$  à 1Kb: comportement de  $SiO_2$  dans les solutions de  $NaCl$  et  $MgCl_2$ ., Thèse de Doctorat en Ingénierie, Université de Nancy I.
- ORVILLE, P.M., (1963), Alkali ion exchange between vapor and feldspar phases., American Journal of Science, volume 261, pages 201-237.
- ORVILLE, P.M., (1972), Plagioclase cation exchange equilibria with aqueous chloride solution: results at 700°C and 2000 bars in the presence of quartz., American Journal of Science, volume 27, pages 234-272.
- PAGEL, M., (1975), Cadre géologique des gisements d'uranium dans la structure Carswell (Saskatchewan-Canada). "Etude des phases fluides.", Thèse de Doctorat de Spécialité, (3e cycle), Université de Nancy I, 157 pages.
- POTY, B., (1967), La croissance des cristaux de quartz dans les filons sur l'exemple du filon de la Gardette (Bourg d'Oisans) et des filons du massif du Mont-Blanc., Thèse d'Etat, Nancy.
- POTY, B., (1969), La croissance des cristaux de quartz dans les filons sur l'exemple du filon de La Gardette (Bourg d'Oisans) et les filons du massif du Mont-Blanc., (Thèse 1967) Nancy, Sciences de la Terre, mémoire 17, 161 pages.
- POTY, B., LEROY, J. et CUNEY, M., (1974), Les inclusions fluides dans les minerais des gisements d'uranium intragranitiques du Limousin et du Forez (Massif Central-France)., dans "Formation of uranium ore deposits", International Atomic Energy Association, Vienna, pages 569-682.
- POTY, B., STALDER, H. et WEISBROD, A., (1974), Fluid inclusions in Quartz from fissures of Western and Central Alps., Bulletin Suisse de Minéralogie et de Pétrologie, volume 54, pages 717-752.
- ROEDDER, E., (1967A), Metastable superheated ice in liquid-water in inclusion under high negative pressure., Science, volume 155, pages 1413-1417.
- ROEDDER, E., (1970), Application of an improved crushing microscope stage to studies of the gases in Fluid inclusions., Bulletin Suisse de Minéralogie et de Pétrologie, volume 50, pages 41-58.
- ROEDDER, E., (1971B), Fluid inclusion studies on the porphyry type ore deposits at Bingham (Utah), Butte (Montana) and Climax (Colorado)., Economic Geology, volume 66, pages 98-120.
- ROEDDER, E., (1971C), Metastability in Fluid inclusions., Society of Mining Geology of Japan, Special Issue 3, pages 327-334.
- ROEDDER, E., (1976), Fluid-inclusion evidence on the genesis of ores in sedimentary and volcanic rocks., dans Handbook of Stratabound and Stratiform Ore Deposits, Elsevier, volume 2, pages 67-110.

- ROEDDER, E. and SKINNER, B.J., (1968), Experimental evidence that fluid inclusions do not leak., Economic Geology, volume 63, pages 715-730.
- ROEDDER, E., INGRAM, B. and HALL, W.E., (1963), Studies of fluid inclusions. III: Extraction and quantitative analysis of inclusions in the milligram range., Economic Geology, volume 59, pages 353-374.
- ROLLET, A.P. et BANOZIZ, R., (1959), L'analyse thermique, les changements de phase., tome I, Gauthiers-Villars ed.
- ROSASCO, C.J., ROEDDER, E. and SIMMONS, J.H., (1975), Laser Raman Spectroscopy for non-destructive partial analysis of individual phases in fluid inclusions in minerals., Science, volume 190, pages 557-560.
- SMITH, F.W., (1973), A simple microscope freezing stage., Mineralogical Magazine, volume 39, pages 366-367.
- SOURIRAJAN, S. et KENNEDY, G.C., (1962), The system  $H_2O$ -NaCl at elevated temperatures and pressures., American Journal of Science, volume 260, pages 115-141.
- STALDER, H.A., (1976), Inclusions fluides des cristaux de quartz des Alpes suisses: Bitsch (Valais), Camperio (Tessin) et Lengenbach (Valais)., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume XIX, pages 80-84.
- TAKENOUCHI, S. and KENNEDY, G.C., (1964), The binary system  $H_2O$ - $CO_2$  at high temperatures and pressures., American Journal of Sciences, volume 262, pages 1055-1074.
- TAKENOUCHI, S. and KENNEDY, G.C., (1965), The solubility of carbon-dioxide in NaCl solutions at high temperatures and pressures., American Journal of Science, volume 263, pages 445-454.
- THOMPSON, J.B., Jr., (1955), The thermodynamic basis for the mineral facies concept., American Journal of Science, volume 253, pages 65-82.
- TOURAY, J.C., (1976), Activation analysis for liquid inclusions studies: a brief review., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume 99, pages 162-164.
- TOURET, J., (1971), Le faciès granulite en Norvège méridionale: I. Les associations minérales; II. Les inclusions fluides., Lithos, volume 4, pages 239-249 et 423-436.
- TOURET, J., (1974), Faciès granulite et inclusions carboniques., Annales de la Société Géologique de Belgique, volume P. Michot, pages 267-287.
- VACHER, A., (1976A), Aperçu sur la cicatrisation de fractures dans un cristal., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume XIX, pages 91-94.

- VACHER, A., (1976B), Etude sommaire sur les inclusions fluides d'une topaze de Montbelleux (Ille-et-Vilaine)., Bulletin de la Société Française de Minéralogie et de Cristallographie, volume XIX, pages 131-133.
- WEISBROD, A. and POTY, B., (1975), Thermodynamics and geochemistry of the hydrothermal evolution of the Mayres pegmatite., Petrologie, volume I, pages 1-16 et 89-102.
- WEIBE, R. and GADDY, V.L., (1939), Solubility in water of carbon dioxide at 50, 75 and 100° and pressure to 700 atm., Journal of An American Chemical Society, volume 61, pages 315-318.
- WINKLER, H.G.F., (1967), Petrogenesis of metamorphic rocks., Springer Verlag, Berlin, 1 volume, 2e edition.
- WYLLIE, P.J. and HUANG, W.L., (1976), Carbonation and melting reactions in the system CaO-MgO-SiO<sub>2</sub>-CO<sub>2</sub> at mantle pressures with geophysical and petrological applications., Contributions to Mineralogy and Petrology, volume 54, pages 79-108.
- , (1963), Handbook of Chemistry and Physics. 44th edition., ed., Ch.D. Hodgmann, The Chemical Rubber Publishing Co.
- , (1974), Tavola rotonda: le inclusioni fluide. Memorie originali: Rendiconti della Società Italiana di Mineralogia e Petrologia, Volume XXX, pages 337-459.
- , (1975), Chaixmeca Microthermometry Apparatus (-180°/+600°C range)., Nancy, France.
- , (1975), Rapport annuel 1975. Centre de Recherches Pétrographiques et Géochimiques, Conseil National de la Recherche Scientifique, Nancy.